



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**OPTIMIZACIÓN DE COSTOS DE MINADO EN LOS TAJEOS
FARALLON Y SANTA ROSA MEDIANTE EL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPPING CON TALADROS
LARGOS EN LA UNIDAD MINERA RAURA - HUÁNUCO**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. FRANKLIN MARK RAMOS AYCAYA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2018



DEDICATORIA

A mis distinguidos padres Aurelia y Juan Francisco mis tres hermanas Rosa, Nely y Yésica por su apoyo desinteresado hacia mi persona para culminar mis estudios universitarios y lograr mi anhelo de ser Ingeniero de Minas.

A mi Esposa Shirley y mi Hijo Mark que han sido mi mayor motivo inquebrantable para que mis sueños se hagan realidad.



AGRADECIMIENTO

A mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, por brindar la oportunidad para realizar mis estudios universitarios.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas y personal docente por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas

Mi Especial agradecimiento a todo el personal administrativo y el Departamento de Ingeniería y Planeamiento de la Unidad Minera Raura - Huánuco, por haberme brindado la oportunidad de realizar el presente trabajo de investigación.



INDICE GENERAL

DEDICATORIA	3
AGRADECIMIENTO	4
INDICE GENERAL	5
ÍNDICE DE TABLAS	8
INDICE DE FIGURAS	10
INDICE DE ACRÓNIMOS	11
RESUMEN	12

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	14
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	14
1.2.1. Pregunta general	14
1.2.2. Preguntas específicas:	15
1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	15
1.3.1 Hipótesis general.....	15
1.3.2 Hipótesis específicas.....	15
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	15
1.5 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	16
1.5.1 Objetivo general.....	16
1.5.2 Objetivos específicos	16

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	17
2.2. BASES TEÓRICAS	18
2.2.1 Determinación de índice de calidad de roca (RQD)	18
2.2.2 Clasificaciones geomecánicas Rock Mass Rating (RMR)	19
2.2.3 Clasificación geomecánica Q (BARTON)	20
2.2.4 Pre diseño de sostenimientos a partir del índice Q. Barton	22
2.2.5 Índice Geológico de Resistencia GSI	22



2.2.6 Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Convencional.	26
2.2.7 Teoría de Anderson.....	32
2.2.8 Mecánica de rotura de rocas	36
2.2.9. Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga	42
2.3. MARCO CONCEPTUAL	47

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 UBICACIÓN GEOGRAFICA DEL ESTUDIO.....	51
3.1.1 Accesibilidad	51
3.1.2 Clima, vegetación y relieve	51
3.2 PERIODO DE DURACION DE ESTUDIO	52
3.3 PROCEDENCIA DEL MATERIAL UTILIZADO	52
3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA.....	52
3.4.1 Población	52
3.4.2 Muestra	53
3.5 DISEÑO ESTADISTICO Y METODOLOGICO	53
3.6 PROCEDIMIENTO.....	53
3.7 VARIABLES	54
3.8 ANALISIS DE DATOS.....	55
3.8.1 Técnicas de recolección de datos.....	55
3.8.2 Instrumentos de recolección de datos	56
3.8.3 Técnicas para el procesamiento de la información.....	56

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	57
4.1.1. Parámetros geomecánicos.....	57
4.1.2. Sistema RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989).....	57
4.1.3. Análisis de estabilidad de aberturas por taladros largos	61
4.1.4. Modelamiento numérico del TJ658NS	63
4.1.5. Costos de minado del método Corte Relleno Ascendente Convencional.....	65
4.2. CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS	65
4.2.1. Datos de perforación producción en tajeo	66



4.2.2. Cálculo de costos método corte relleno ascendente convencional	67
4.2.3. Parámetros de diseño del método de explotación de Sub Level Stopping	74
4.3. CÁLCULO DE COSTOS DE MINADO, CON MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE SUB LEVEL STOPPING CON TALADROS LARGOS.	77
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS COMPARATIVOS	83
4.5 DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	84
CONCLUSIONES	85
RECOMENDACIONES	86
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	87

ÁREA : Ingeniería de minas

TEMA : Análisis de costos mineros

Fecha de sustentación: 04 de octubre del 2018



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Calidad de la roca en función de RQD	19
Tabla 2. Clasificación de roca según el valor del RMR de Bieniawski.....	20
Tabla 3. Puntuación de clasificación Q de Barton.....	22
Tabla 4. Constante del tipo de roca "K"	33
Tabla 5. Tipo de Roca y explosivo	34
Tabla 6. Operacionalización de variables	55
Tabla 7. Tabla Geomecánica RMR.....	58
Tabla 8. Parámetros Geométricos del método	66
Tabla 9. Precios unitarios de costos de perforación.....	68
Tabla 10. Precios unitarios de insumos de voladura.....	68
Tabla 11. Precios unitarios de materiales de sostenimiento	69
Tabla 12. Precios unitarios de equipos de limpieza y mano de obra	69
Tabla 13. Precios unitarios de relleno hidráulico.....	70
Tabla 14. Precios unitarios de labores de preparación.....	70
Tabla 15. Precios unitarios de voladura en avance	71
Tabla 16. Precios unitarios de materiales en sostenimiento	71
Tabla 17. Precios unitarios para transporte de desmonte en preparaciones.....	71
Tabla 18. Precios unitarios de materiales de ventilación.....	72
Tabla 19. Precios unitarios de implementos de seguridad.....	73
Tabla 20. Precio unitario de herramientas	74
Tabla 21. Resumen de costos unitarios de Corte Relleno Ascendente	74
Tabla 22. Tipo de metales.....	75
Tabla 23. Costos de perforación.	78



Tabla 24. Costos de voladura.....	78
Tabla 25. Costos de acarreo	79
Tabla 26. Costos de relleno.....	79
Tabla 27. Costos de preparación.....	80
Tabla 28. Costos de sostenimiento.....	80
Tabla 29. Costos de Ventilación	81
Tabla 30. Costos de herramientas.	81
Tabla 31. Costos de implementos de seguridad.....	82
Tabla 32. Resumen de costos unitarios de Sublevel Stopping.....	82
Tabla 33. Resultados comparativos de costo de explotación.....	83



INDICE DE FIGURAS

Figura 1. GSI según Hoek	24
Figura 2. GSI Modificado.....	25
Figura 3. Tipos de arranque corte quemado	45
Figura 4. Formas de distribución de taladros.....	46
Figura 5. Formas de distribución de taladros.....	46
Figura 6. Tabla GSI	59
Figura 7. Metodología de Aplicación	59
Figura 8. Tipos de sostenimiento.....	60
Figura 9. Forma geométrica de los espacios vacíos para análisis de estabilidad	61
Figura 10. Para cámaras de 5x50x33	62
Figura 11. Radio hidráulico	62
Figura 12. Resumen de la condición del TJ658.....	62
Figura 13. Sección transversal del TJ658NS	63
Figura 14. Condición actual del TJ65.....	64
Figura 15. Preparación y Voladura del TJ658	64
Figura 16. Taladros negativos con secuencia de relleno	76
Figura 17. Preparación de Subniveles	76
Figura 18. Relleno del 1er panel.....	77
Figura 19. Gráfico comparativo de costos de métodos de explotación	83



INDICE DE ACRÓNIMOS

RQD : Rock Quality Designation

RMR : Valoración de la Masa Rocosa

SRF : Stress Reduction Factor

GSI : Índice Geológico de Resistencia

B : Burden

Ø : Diámetro

US\$/Tm: Dólares por tonelada métrica



RESUMEN

La investigación plantea cambiar el sistema de explotación con el método de Sub Level Stopping con Taladros Largos, la aplicación de este método de explotación es altamente rentable para yacimientos polimetálicos y de mayor productividad. El objetivo del trabajo de investigación es optimizar los costos de minado mediante la aplicación del método de explotación Sub Level Stopping con Taladros Largos en los tajeos Farallón y Santa Rosa de la Compañía Minera Raura S.A. – Huánuco, para mejorar la rentabilidad de la Empresa minera. La metodología para encontrar los resultados del trabajo de investigación ha consistido en su primera fase en analizar todos los costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa al utilizar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional, los datos de todas las operaciones mineras consistentes en la producción del mineral/día, equipos utilizados, el ciclo de minado, explosivos utilizados se han registrado en las fichas de control. Posteriormente en el nuevo sistema de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos, se ha analizado los costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa, los datos se han registrado en sus respectivas fichas de control, teniendo en cuenta la producción del mineral por día, equipos utilizados, tipo de explosivos, tiempo de carguío, el ciclo de minado y otros.

Palabras claves : Optimización, costos, subterráneo, sub level stopping, taladros largos.



ABSTRACT

The research proposes to change the exploitation system with the Sub Level Stopping method with Long Drills, the application of this exploitation method is highly profitable for polymetallic deposits and of higher productivity. The objective of the research work is to optimize mining costs by applying the Sub Level Stopping method of exploitation with Long Drills in the Farallón and Santa Rosa pits of Compañía Minera Raura S.A. - Huánuco, to improve the profitability of the mining company. The methodology to find the results of the research work has consisted in its first phase in analyzing all the mining costs in the Farallón and Santa Rosa pits by using the Conventional Ascending Cut and Fill exploitation method, the data from all mining operations consisting of the production of the mineral / day, equipment used, the mining cycle, explosives used have been recorded in the control sheets. Subsequently, in the new exploitation system of Sub Level Stopping with Long Drills, the costs of mining in the Farallón and Santa Rosa pits have been analyzed, the data have been recorded in their respective control sheets, taking into account the production of the mineral by day, equipment used, type of explosives, loading time, the mining cycle and others.

Keywords: Optimization, costs, underground, sub level stopping, long holes.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la actualidad el negocio minero es muy competitivo a nivel de precios, por la oferta y la demanda del precio de los metales a nivel internacional, por lo que es vital la selección adecuada del método de explotación, para su máxima rentabilidad con una mínima inversión.

La compañía Minera Raura - Huánuco, es una empresa que se dedica a la exploración, explotación y beneficio de minerales polimetálicos, siendo como cobre, plata, zinc y plomo, Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada y últimamente se tiende a una total tercerización de la producción (actividad primaria). El método más empleado en vetas es el corte y relleno hidráulico ascendente. En vetas potentes se emplea el método de corte y relleno ascendente según la calidad del macizo rocoso.

Debido a la reducción de reservas de buena ley en las diferentes zonas de la mina y a la baja de los precios de los metales, en la mina Raura está dirigiendo sus esfuerzos en la aplicación de métodos de explotación de mayor productividad y de menores costos de producción, es así que venimos migrando a métodos de minado masivo (Sub Level Stopping) en las diferentes zonas de operación como es el caso de Santa Rosa.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Pregunta general

¿Cómo optimizar los costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa mediante el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos vs el método



de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad Minera Raura - Huánuco?

1.2.2. Preguntas específicas:

- a) ¿Cómo determinar los costos de minado, al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad Minera Raura - Huánuco?
- b) ¿Cómo optimizar los costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa, aplicando el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos en la Unidad Minera Raura - Huánuco?

1.3 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

1.3.1 Hipótesis general

Al aplicar el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos se ha optimizado los costos de minado en los tajeos Farallon y Santa Rosa en la Unidad Minera Raura - Huánuco.

1.3.2 Hipótesis específicas

- a) La aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional nos ha determinado los costos de minado en la Unidad Minera Raura - Huánuco.
- b) Mediante la aplicación del método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos se ha optimizado los costos de minado en los tajeos Farallon y Santa Rosa en la Unidad Minera Raura - Huánuco.

1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Unidad Minera Raura - Huánuco, es un rico yacimiento polimetálico, con reservas probadas y probables con minerales de Zinc, Cobre, Plata y Plomo y al



utilizar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional tiene elevados costos de minado subterráneo y para contrarrestar este problema se ha planteado cambiar el sistema de explotación con el método Sub Level Stopping con Taladros Largos, la aplicación de éste método de explotación es altamente rentable para yacimientos polimetálicos y de mayor productividad. Este método se emplea en yacimientos de tipo cuerpos.

Por las ventajas y bondades del sistema de explotación a utilizar, la ejecución proyecto de investigación se justifica y será de mucha importancia para la Empresa Minera Raura S.A., logrando mayor producción de mineral a bajos costos de operación, mejorando la rentabilidad de la Empresa minera.

1.5 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1 Objetivo general

Optimizar los costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa mediante el método de Sub Level Stopping con Taladros Largos vs el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad Minera Raura - Huánuco.

1.5.2 Objetivos específicos

- a) Determinar los costos de minado, al aplicar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad Minera Raura - Huánuco.
- b) Optimizar los costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa, aplicando el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos en la Unidad Minera Raura - Huánuco.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Valeriano, A. (2002), en su tesis *Planeamiento y producción aplicado al método Sub Level Stoping*, concluye que el método de explotación por Sub Level Stoping, es un método de alta productividad y de bajo costo por el hecho de que las labores de desarrollo y preparación se realizan dentro del cuerpo mineralizado.

Tintaya, J. (2002), en su tesis Optimización de costos de minado en labores de desarrollo de la Unidad Minera Andaychagua – Cia Volcan S.A. Concluye que los resultados de la optimización en la etapa actual demuestra que se logró los objetivos trazados en asignación óptima e los recursos se logró reducir los costos teniendo como ahorro frente a lo que se gastaba antes en una operación de rampa se logró reducir de 270.11 dólares a 181.79 dólares, teniendo un ahorro de 88.32 \$/m y en By Pass se logró reducir de 264.14 dólares a 175.61 dólares que presenta un ahorro de 88.53 \$/m.

Zevallos, E. (2003), en su tesis Aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente en vetas angostas, mina Arirahua, concluye que el sistema de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional es el método adecuado con una producción de 456 TM/día, para lo cual se dispone de equipos, personal e instalaciones requeridas.

Lozano, F. (2 005), en su tesis Método de explotación por Corte y Relleno Ascendente mecanizado Mina Animón Chungar S.A.C. - Cerro de Pasco, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano- Puno, concluye que el método de explotación de



Corte y relleno Ascendente mecanizado, es de alta productividad y de bajo costo de producción.

Luque, R. (2001), en su tesis Mecanización y explotación de cuerpos mineralizados aplicando Corte y Relleno Ascendente CIA. Minera Atacocha, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano- Puno. Concluye que el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado, es el más apropiado para la recuperación de cuerpos mineralizados y es rentable.

(Muñoz Bernardo, 2006), en su tesis con Título “Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000TMD a 3000TMD” , para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería; en uno de sus Ítem concluye que La productividad actualmente del tajeo en rotura en Corte y Relleno Ascendente en Bresting en donde se perfora con Jumbo es de 7.2Tn/h ; mientras que en este mismo Tajeo implementando un diseño de mallas con voladura controlada, tomando en cuenta las informaciones geomecánicas del terreno la productividad es de 8.4 Tn/h.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1 Determinación de índice de calidad de roca (RQD)

Es un parámetro que generalmente se establece a partir de testigos, se define como el porcentaje de fragmentos recuperados mayores de 10 cm sobre la longitud total del taladro o testigo. Sin embargo, hay metodologías para estimarlo en afloramientos. Su criterio de valoración es como indica en el Tabla 2.1

Hay dos metodologías a seguir para el cálculo de RQD, una la de Priest y Hudson, que emplea las es el de las fracturas por metro lineal. Y la segunda, la de Palstrom, que

emplea el índice volumétrico J_v .

Tabla 1. Calidad de la roca en función de RQD

R.Q.D. (%)	CALIDAD DE ROCA	PRECAUCIONES
<25	Muy mala	Capaz de fluir
25 – 50	Mala	Requiere soporte
50 – 75	Media	Uso de pernos
75 – 90	Buena	Requiere soporte ligero
90 – 100	Muy buena	No requiere soporte

Fuente: Moreno, T. E. (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas, aplicadas a las obras subterráneas.

2.2.2 Clasificaciones geomecánicas Rock Mass Rating (RMR)

1. Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski)

El sistema de clasificación Rock Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972 - 1973, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes:

- La resistencia a compresión simple del material
- El RQD (Rock Quality Designation)
- El espaciamiento de las discontinuidades
- El estado de las juntas
- La presencia de agua
- La orientación de las discontinuidades

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR (Ver el Tabla 2):

Tabla 2. Clasificación de roca según el valor del RMR de Bieniawski

CLASE	RMR	CALIDAD DE ROCA
CLASE I	$RMR > 80$	Roca muy buena
CLASE II	$80 > RMR > 60$	Roca buena
CLASE III	$60 > RMR > 40$	Roca media
CLASE IV	$40 > RMR > 20$	Roca mala
CLASE V	$RMR < 20$	Roca muy mala

Fuente: Moreno T. E. (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas aplicadas a las obras subterráneas.

Hoy en día lo más habitual es combinar las observaciones y agrupar las clasificaciones RMR y Q y las metodologías de trabajos locales (tipos de cercha, pernos de anclaje, mallas, etc.).

2.2.3 Clasificación geomecánica Q (BARTON)

El Sistema Q o Clasificación de Barton fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, del Instituto Geotécnico Noruego. Se basó su estudio en el análisis de cientos de casos de túneles construidos principalmente en Escandinavia.

La Clasificación de Barton asigna a cada terreno un índice de calidad Q, tanto mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Su variación no es lineal como la del RMR, sino exponencial, y oscila entre $Q = 0,001$ para terrenos muy malos y $Q = 1000$ para terrenos muy buenos. El valor de Q se obtiene de la siguiente expresión:



$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

Donde cada parámetro representa lo siguiente:

- **RQD** es el Índice Rock Quality Designation, es decir, la relación en tanto por ciento entre la suma de longitudes de testigo de un sondeo mayores de 10 cm y la longitud total. Barton indica que basta tomar el RQD en incrementos de 5 en 5, y que como mínimo tomar RQD=10.
- **Jn** varía entre 0,5 y 20, y depende del número de familias de juntas que hay en el macizo.
- **Jr** varía entre 1 y 4, y depende de la rugosidad de las juntas.
- **Ja** varía entre 0,75 y 20, y depende del grado de alteración de las paredes de las juntas de la roca.
- **Jw** varía entre 0,05 y 1, dependiendo de la presencia de agua en el túnel.
- **SRF** son las iniciales de Stress Reduction Factor, y depende del estado tensional de la roca que atraviesa el túnel.

Para la obtención de cada uno de los cinco últimos parámetros, Barton aporta unas tablas donde se obtienen los valores correspondientes en función de descripciones generales del macizo rocoso. Como resultado el índice Q puede valorarse como se muestra en el Tabla 3.

Tabla 3. Puntuación de clasificación Q de Barton.

Intervalo	Descripción o Calidad
0,001 - 0.01	Roca excepcionalmente mala
0,01 – 0.1	Roca extremadamente mala
0,1– 1	Roca muy mala
1 – 4	Roca mala
4 – 10	Roca media
10 – 40	Roca buena
40 – 100	Roca muy buena
100 – 400	Roca extremadamente buena
400 – 1000	Roca excepcionalmente buena

Fuente: Moreno Tallón, Elías (1981): Las clasificaciones geomecánicas de las rocas, aplicadas a las obras subterráneas.

2.2.4 Pre diseño de sostenimientos a partir del índice Q. Barton

Para diseñar el sostenimiento a instalar, Barton utiliza las dimensiones de la excavación a realizar y el tipo de uso que se va a dar a la obra (ESR) para definir la “Dimensión equivalente” (De) de la excavación, que se obtiene como cociente entre el ancho o altura del túnel (B) y el factor ESR:

$$De = \frac{B}{ESR}$$

El valor de ESR se obtiene en función del uso que se dará a la excavación.

Según los resultados de la clasificación Q, se observa que se determina el valor de Q básico de 20,2 a 35,9 en las discontinuidades, lo que significa que se trata de roca buena a muy buena.

2.2.5 Índice Geológico de Resistencia GSI

El Índice Geológico de Resistencia (G.S.I.) propuesto por Hoek (1997) y Hoek Kaiser y Bawden (1998) proporciona un sistema práctico para estimar la variación de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas.



La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de rocas intacta y también, de la libertad de estos para girar o deslizarse bajo distintas condiciones de esfuerzo. Esta libertad está controlada por el perfil geométrico de los trozos o bloques de roca intacta, así como también, por la condición de la superficie que separan dichos trozos o bloques.

Tabla 1 : CARACTERIZACIÓN TÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO SEGUN EL GRADO DE TRABAZÓN DE LOS BLOQUES O TROZOS DE ROCA Y LA CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
MUY BUENA, FRECA SUPERFICIES INALTERADAS	M/B	M/B	M/R	M/M	M/M/M
BUENA, LEVEMENTE ALTERADA, DIVISION EN LAS	F/B/M	F/B/B	F/B/R	F/B/M	F/B/M/M
REGULAR, MODERAMENTE ALTERADA, Y SUPERFICIE	F/F/M	F/F/B	F/F/R	F/F/M	F/F/M/M
POBRE, ALTERNAMENTE ALTERADA CON RELLENO COMPACTO O DE FRAGMENTOS ANGULOSOS	D/M/B	D/B	D/R	D/M	D/M/M
MUY POBRE, SUPERFICIE ALTERNAMENTE ALTERADA CON RELLENO BLANDO ANGULOSO.					

Tabla 2 : ESTIMACION DEL INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA, GSI, EN BASE A UNA DESCRIPCION GEOLOGICA DEL MACIZO ROCOSO

INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
MUY BUENA, FRECA SUPERFICIES INALTERADAS	85	80	75	70	65
BUENA, LEVEMENTE ALTERADA, DIVISION EN LAS	75	70	65	60	55
REGULAR, MODERAMENTE ALTERADA, Y SUPERFICIE	65	60	55	50	45
POBRE, ALTERNAMENTE ALTERADA CON RELLENO COMPACTO O DE FRAGMENTOS ANGULOSOS	55	50	45	40	35
MUY POBRE, SUPERFICIE ALTERNAMENTE ALTERADA CON RELLENO BLANDO ANGULOSO.	45	40	35	30	25

Figura 1. GSI según Hoek

Fuente: (Evert Hoek, 1998) estimación del índice geológico de resistencia GSI, en base a una descripción geológica del macizo rocoso

Tabla 3 : CARACTERIZACION GEOTECNICA DEL MACIZO ROCOSO SEGUN EL GRADO DE FRACTURAMINETO Y RESISTENCIA (se toma en cuenta la condicion de discontinuidades)

CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO	CONDICION SUPERFICIAL						
	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP		
<p>ESTRUCTURA</p> <p>LEVEMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA. NO DISTURBADA. BLOQUES ESPACIADOS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (6 A 12 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 Jn.)</p> <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA. NO DISTURBADA. BLOQUES FORMADOS POR CUATRO O TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p> <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA. PARCIALMENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p> <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO. CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p> <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA. MASA ROCOSA EXTREMAMENTE PULVERULENTA. LA ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y IRREGULARES. (SIN ROD)</p>	MUY BUENA (EXTREMAMENTE RESISTENTE, FRESCA) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA) (ROD > 250 MPa)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) (ROD 100 A 250 MPa)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVENTE ALTERADA) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) (ROD 50 A 100 MPa)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER.) (SE ROMPE COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA) (ROD 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE) (ROD < 25 MPa)		
		T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP	
		IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
		MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
		F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	

Tabla 4 : ESTIMACION DEL INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA (MODIFICADO) GSI MODIFICADO EN BASE AL GRADO DE FRACTURAMINETO Y RESISTENCIA DE LA ROCA

(GSI) MODIFICADO	CONDICION SUPERFICIAL						
	90	85	80	75	70	65	
<p>ESTRUCTURA</p> <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 Jn.)</p> <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA. NO DISTURBADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p> <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA. PARCIALMENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p> <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO. CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p> <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA. MASA ROCOSA EXTREMAMENTE PULVERULENTA. LA ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES. ANGULOSOS Y IRREGULARES. (SIN ROD)</p>	MUY BUENA (EXTREMAMENTE RESISTENTE, FRESCA) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA) (ROD > 250 MPa)	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) (ROD 100 A 250 MPa)	REGULAR (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) (ROD 50 A 100 MPa)	POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER.) (SE ROMPE COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA) (ROD 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE) (ROD < 25 MPa)		
		90	85	80	75	70	65

Figura 2. GSI Modificado

Fuente: (Miguel Truzman, 1999) GSI modificado en base al grado de fracturamiento y resistencia de la roca



2.2.6 Método de explotación Corte y Relleno Ascendente Convencional.

El método de explotación por Corte y Relleno Ascendente conocido también como “Over Cut and Fill”, el mineral es cortado en tajadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente.

Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada y en algunos casos especiales el techo.

a. Características del método

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 60° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente incompetente.
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

b. Ventajas y desventajas del método de explotación

- **Ventajas.**

- La recuperación es cercana al 100%.



- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.
- **Desventajas:**
 - Costo de explotación elevado.
 - Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
 - Consumo elevado de materiales de fortificación.

c. Condiciones de diseño

Se puede aplicar en yacimientos:

- Con buzamientos pronunciados.
- En cualquier depósito y terreno.
- Con cajas medianamente competentes.
- Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
- El mineral debe tener buena ley.
- Disponibilidad del material de relleno.

Estas operaciones están constituidas por el reconocimiento geológico y geotécnico de una parte, la realización de la estructura por otra parte. El reconocimiento geológico de la mina comprende: trazado de los subniveles, si los niveles están muy distanciados, así como la abertura de algunas labores verticales en el mineral. Las operaciones denominadas geotécnicas determinan el comportamiento de la resistencia de las cajas del mineral.

La explotación por corte y relleno constituye un método particularmente flexible de



operar y se adapta a los yacimientos irregulares.

Las tajadas ascendentes rellenas se ajustan a distancias entre niveles de 25-50m a más, mineral pobre se deja en forma de relleno. La resistencia del mineral en el techo puede ser verificada con la excavación de una cámara en el nivel mismo de la galería de base, en resumen todo esto es muy favorable, por lo que es uno de los menos costosos que se conoce.

d. Ciclo de minado

- **Perforación**

La perforación se realiza con máquinas Jack-Leg y Stoper, haciendo un promedio de 20 taladros por día, con barrenos de 5 pies. Jack-Leg.- Para perforaciones horizontales y como tienen un dispositivo de empuje o sea la pala neumática permite inclinar la máquina hasta un ángulo bastante pronunciado, el 50% utilizamos en tajeos y el 10% en chimeneas. Stoper.- Esta máquina está diseñada para hacer perforaciones verticales o muy cerca de la verticalidad; en chimeneas esta máquina es insustituible.

Son usados dos sistemas diferentes de perforación, siendo el minado más común la perforación vertical o inclinada hacia el techo y la otra es la perforación horizontal. El inconveniente en la perforación vertical es que la altura del tajeo se va aumentando en promedio a 7.5 m cuando el mineral es extraído. La voladura crea un techo escabroso y esto dificulta el control del techo y es potencialmente peligroso para el operador minero. A menos que la superficie escabrosa este recortada con voladura controlada.

Una alternativa de la voladura vertical son los taladros horizontales, el mineral es perforado con la técnica “breasting” el tajeo es relleno en lo posible con relleno hidráulico



y solamente una franja angosta de corte vertical entre el techo y la superficie de relleno. La perforación se puede desarrollar con jumbos.

La pequeña área influye sobre la eficiencia de los equipos en perforación horizontal, la cara de perforación ofrece varias ventajas sobre la perforación vertical entre ellos:

- Los taladros son horizontales y el techo volado deja una superficie lisa o lisa, además se puede controlar fácilmente el techo.
- La cara frontal permite una perforación selectiva donde los materiales de baja ley pueden ser dejados en el tajeo como relleno.
- Permite ajustar el plan general del tajeo, así para extraer la mineralización existente en las cajas irregulares.

- **Voladura**

El trazo de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral así como la densidad de la carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros, que son deducidos en base a experiencias de los supervisores y algunas teorías existentes en nuestro medio. Como explosivo se viene usando dinamitas de diferentes fábricas, como accesorios de voladura son utilizados fanel, nonel, mecha lenta, cordón detonante, fulminantes, conectores, etc.

- **Limpieza y acarreo**

El acarreo en el tajeo de método de corte y relleno ascendente es una de las operaciones unitarias más importantes. La forma del tajeo condiciona la limpieza que de hecho conforma dos operaciones acarreo y transporte. En general las distancias son de acuerdo al radio de rendimiento de cada equipo de acarreo y transporte en muchas minas.

Al armar las tolvas los “ore pass”, echaderos simples y en gran número se puede enviar directamente a echaderos, esto se puede admitir en potencias horizontales de 2- 5m, echaderos a cada 5 - 7m, colocados al centro del tajeo en caso de método convencional.



Con carro minero a mano o mecánico: Es interesante instalar una vía de riel, poner el mineral en carro y llevar este vagón hasta el echadero más próximo pudiendo acarrear hasta 40 metros en promedio. La introducción de una pala mecánica sobre vía mejora la velocidad de carguío.

Pala con tolva o pala autovagon sin vía: El interés de este procedimiento es la ausencia de vías, cables; estos equipos son particularmente usados en el transporte y son bien adaptados a los tajeos de corte y relleno.

Rastrillaje: los winches usados hasta de 13 HP dependiendo del volumen del mineral. Los equipos de 3 tamboras son usados en tajeos de gran dimensión. Para potencias de 2-6m se usan tambores de 2 tamboras. La geometría de los tajeos limita el uso para el rastrillaje, pero este sobre relleno no satisface su uso ya que hay que tener bastante cuidado de no diluir el mineral.

Evacuación por gravedad: No es más que un método en regresión aun en vía de desaparición. Los minerales aprovechan la gravedad y resbalan. Por consecuencia de la pendiente dada al tajeo hacia el echadero, este método es muy simple y bastante empleada en minas pequeñas.

- **Sostenimiento**

Los sistemas de sostenimiento son: Natural y artificial, siendo la primera cumpliendo con ciertas condiciones para su aplicación como que el mineral y la roca encajonante debe ser relativamente competente es decir de un buen grado de clasificación geomecánica (I o II). Caso contrario en la segunda, donde, el terreno es de mala calidad, teniendo que utilizar diversos tipos de sostenimiento, para evitar el colapso de las labores y el aseguramiento de los trabajos y del personal estén garantizados.

La explotación minera conlleva excavaciones rocosas de variadas formas, tamaños y orientaciones que cumplen determinadas funciones para apoyar el proceso de minado. Según



como se presente las condiciones geomecánicas de la masa rocosa, se aplica el sostenimiento cuyo objetivo primario es movilizar y conservar la resistencia inherente de la masa rocosa de tal modo que esta llegue a autoportarse. Generalmente el sostenimiento puede aplicarse en dos modalidades:

- Refuerzo o Sostenimiento activo: en el cual los elementos de sostenimiento forman parte integral de la masa rocosa reforzada. Ejm: Split set.
- Soporte o Sostenimiento pasivo: en el cual los elementos son expertos a la roca y responden a la deformación en la roca circundante a la excavación. Ejm: Cuadros de madera, mallas metálicas, etc.

• Relleno

El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del caserón. También el material de relleno puede ser de relaves (desechos de plantas de concentración de minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. El que a veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura.

- Este relleno debe ser lo más barato posible, tanto en su obtención como en su abastecimiento. Según el caso, su procedencia puede ser la siguiente:
- Canteras especiales: Este relleno se obtiene en la superficie, en canteras especialmente organizadas, con ese objeto para así, abaratar los costos. De todas maneras, salvo en aquellos casos de canteras de arenas o de materiales dendríticos que se pueden obtener a un costo muy reducido, este sistema es por lo general caro.



- Rellenos de caserones antiguos: Éste es relativamente de bajo costo, siendo el inconveniente que estos rellenos se consolidan por la acción de la humedad y de la presión de las cajas.
- Estériles de plantas de pre-concentración: Se usa cuando la planta está a poca distancia de la mina, de no ser así, obliga a un mayor costo de transporte del estéril.
- Relleno Hidráulico: Consiste en transportar un relleno constituido por material de grano fino, suspendido en una pulpa en base a agua, que se deja decantar en el caserón.
- Relleno creado in situ: La obtención de relleno en el caserón mismo puede ser ventajoso, como por ejemplo en el caso de vetas angostas o de vetas que presentan variaciones en la mineralización.
- Abastecimiento del relleno: Considerando la gran cantidad de material a transportar, éste aspecto representa un porcentaje considerable del costo total de explotación. Desde el punto de vista de transporte se distinguen dos tipos de rellenos: rellenos secos y relleno húmedos.
- Rellenos secos: Se transporta de manera idéntica que el mineral, es decir, se empleará el mismo equipo empleado en el transporte del mineral.

- **Ventilación**

Se denomina a la circulación del aire, por medio natural o artificial, dentro de las operaciones mineras, con el fin de satisfacer las necesidades del personal y las máquinas de proveerles las condiciones térmicas ambientales para un rendimiento eficiente y para evacuar los gases, humos y polvo suspendido, que pudieran afectar la salud del trabajador.

Por ello se tiene que mantener tres condiciones: asegurar el suministro de aire limpio, diluir y arrastrar los contaminantes del ambiente (gases y polvos)

2.2.7 Teoría de Anderson

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro,



describiéndose así;

$$B = Kx\sqrt{(D'xL)} \text{Donde:}$$

B = Burden

D' = Diámetro del taladro en pies.

L = Longitud del taladro en pies.

Tabla 4. Constante del tipo de roca "K"

TIPO DE ROCA	CONSTANTE
Roca muy dura	1
Roca dura	1.5
Roca intermedia	2
Roca suave	2.5
Roca muy suave	3

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA – 2 001

Fórmula de ASH

Considera un constante kb que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{(Kb) \cdot \emptyset}{12}$$

Donde:

B = Burden.

\emptyset = Diámetro de taladro.

Kb = Constante. (Ver Tabla 5)



Tabla 5. Tipo de Roca y explosivo

TIPO DE ROCA Y EXPLOSIVO	VOLADURA EN MINA SUBTERRÁNEA (Kb1)
• Explosivos densos de densidad 1.6, en roca de baja densidad 2.2	20
• Explosivos densos de densidad 1.6, en rocas de densidad promedio 2.7	17
• Explosivos de densidad 1.2, en roca de densidad promedio 2.7	15
• Explosivos de baja densidad 0.8, en roca de densidad densa 3.2	10

Fuente: Voladura de rocas, Alfredo Cámac T. (2008)

- **Espaciamiento**

$$E = (K_e \times B)$$

Donde:

$K_e = 2,0$ para iniciación simultánea de taladros.

$K_e = 1,0$ para taladros secuenciados con retardos largos.

$K_e = 1,2$ a $1,8$ para taladros secuenciados con retardos cortos.

- **Dimensionamiento de la voladura**

a) **Volumen total (V) = (L x A x H)**

Donde:

$$V = \text{Volumen m}^3$$

L = Largo, en m.

H = Altura, en m



A = Potencia, en m.

Si se desea expresarlo en toneladas de material in situ se multiplica por la densidad promedio de la roca o el material que se pretende volarse.

$$\text{Ton (t)} = V \times \rho$$

Donde:

ρ = Densidad de roca.

V = Volumen.

b) Cantidad de carga

$$Q_t = V \times \text{Kg/m}^3$$

c) Espaciamiento (E)

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.

Se calcula en relación con la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. Al igual que con el burden, espaciamientos muy pequeños producen exceso de trituración y caracterización en la boca del taladro, lomos al pie de la cara libre y bloques de gran tamaño en el tramo del burden. Por otro lado, espaciamientos excesivos producen fracturación inadecuada, lomos al pie del banco y una nueva cara libre frontal muy irregular. En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada $E = B$ y de $E = 1,3$ a $1,5 B$ para malla rectangular o alterna.

Para las cargas de pre corte (Smooth blasting) el espaciamiento en la última fila de la voladura generalmente es menor: $E = 0,5$ a $0,8 B$ cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

Si el criterio a emplear para determinarlo es la secuencia de salidas, para una voladura instantánea de una sola fila, el espaciado es normalmente de $E = 1,8 B$, ejemplo para un



burden de 1,5 m (5') el espaciado será de 2,9 m (9'). Para voladuras de filas múltiples simultáneas (igual retardo en las que el radio longitud de taladro a burden (L/B) es menor que 4 el espaciado puede determinarse por la fórmula:

$$E = \sqrt{(B \times L)}$$

Donde:

B = Burden, en pies.

L = Longitud de taladros, en pies.

d) Cálculo y distribución de la carga explosiva

1. Columna explosiva

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro.

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas o alternadas) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC).

2.2.8 Mecánica de rotura de rocas

A. Proceso de fracturamiento

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo,



energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción.

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado, estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros.

A. Descripción del proceso

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundándose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole sólo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entra en la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, ésta se rompe en el área de la línea de menos resistencia, en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen, creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente.

Casi simultáneamente, el volumen de gases liberados y en expansión penetra en las



grietas iniciales ampliándolas por acción de cuña y creando otras nuevas, con lo que se produce la fragmentación efectiva de la roca. Si la distancia entre el taladro y la cara libre está correctamente calculada la roca entre ambos puntos cederá, luego los gases remanentes desplazan rápidamente la masa de material triturado hacia adelante, hasta perder su fuerza por enfriamiento y por aumento de volumen de la cavidad formada en la roca, momento en que los fragmentos o detritos caen y se acumulan para formar la pila de escombros.

En esta etapa se produce fragmentación adicional por el impacto de los trozos de roca en el aire. La reacción del explosivo en el taladro es muy rápida y su trabajo efectivo se considera completado cuando el volumen de la masa se ha expandido a 10 veces el volumen original lo que requiere aproximadamente 5 a 10 milisegundos. Normalmente el trabajo de fragmentación es más eficiente en las rocas compactas y homogéneas que en las naturalmente muy figuradas, ya que en ellas los gases tenderán a escapar por las fisuras disminuyendo su energía útil. Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica pero como normalmente los explosivos se cargan en taladros o huecos cilíndricos, la detonación tiene expansión cilíndrica donde, como consecuencia de la dilatación del taladro en un entorno rígido, se crea un proceso de "fisuramiento radial", que da lugar a la formación de planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro.

B. Fragmentación de la roca

Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

1. Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
2. Teoría de expansión de gases.
3. Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
4. Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.



5. Teoría de caracterización.
6. Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
7. Teoría de liberación súbita de cargas.
8. Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada.

Estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan la fracturación y movimiento de la roca.
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

1. Carga de fondo (CF)

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso, para, junto con la sobre perforación, mantener la rasante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones.

Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobre perforación: $B + 0,3 B$; luego:

$$CF = (1,3 \times B)$$

No debe ser menor de $0,6 B$ para que su tope superior esté al menos al nivel del piso



del banco. Se expresa en kg/m o lb/pie de explosivo. Si se toma en consideración la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo variará entre 30 Ø para roca fácil a 45 Ø para roca muy dura.

2. Carga de columna (CC)

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor.

Pesado en relaciones de 10/90 a 20/80. La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo más el taco.

$$CC = L - (CF + T)$$

Usualmente $CC = 2,3 \times B$.

a. Estimación de cargas

Volumen a romper por taladro = Malla por altura de taladro.

$$V = (B \times E \times H) = m^3 \text{ por taladro}$$

Tonelaje: volumen por densidad de la roca o minera

b. Volumen de explosivo

Diámetro de taladro por longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas.

$$V_e = (\varnothing \times C_e), \text{ en } m^3$$

c. Factor de carga (FC)

Es la relación entre el peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto.

$$FC = (W_e/V)$$



d. Tonelaje roto

El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

$$\text{Tonelaje} = (V \times \rho r)$$

e. Perforación específica

Es el número de metros o pies que se tiene que perforar por cada m³ de roca volada.

$$\frac{(L/H)}{B \times E}$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (altura de banco (H) – 0,3 B).

H = Altura de banco.

B = Burden.

E = Espaciamiento.

f. Factor de perforación (FP)

$$\text{FP} = (H/B) \times E \times H, \text{ en m/m}^3$$

Luego:

Perforación total

FP x volumen total

g. Cálculo general para carga de taladro

$$(0,34 \times \text{Ø}^2 \times \text{pe}), \text{ en lb/pie}$$

Donde:

0,34: factor.

Ø: diámetro del taladro, en pulgadas.



pe: densidad del explosivo a usar, en g/cm^3

h. Densidad de carga (Dc)

$$Dc = 0,57 \times pe \times \varnothing^2 \times (L - T)$$

Donde:

Dc: densidad de carga, en kg/tal.

0,57: factor.

\varnothing : diámetro del taladro, en pulgadas.

pe: densidad del explosivo a usar.

L: longitud de perforación.

2.2.9. Diseño de la malla de perforación y cálculo de carga

Avance del disparo.- Está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros de carga que debe mantenerse por debajo del 2%, los avances promedios y deben llegar al 95% de la profundidad del taladro L, esto es: (EXSA, 2001).

$$L = 0.15 + 34.1 \times D_2 - 39.4 \times D_2^2$$

$$D_2 = 0.95 \times L$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (metros)

D_2 = Diámetro del taladro de alivio (metros)

Cuando se utilizan arranques con varios taladros vacíos en lugar de uno solo, entonces la ecuación anterior sigue siendo válida si:

$$D_2 = \sqrt{n} \times D_1$$

Donde:



D_2 = Diámetro de taladro de alivio equivalente

n = Número de taladros vacíos en el arranque

- **Avance de la voladura al 95 %**

ALGORITMO DE HOLMBERG

$$I = 0.95 \times H$$

Donde:

I = Avance de la voladura (metros)

H = Profundidad de los taladros a perforarse (metros)

a) Cálculo y distribución de la carga explosiva

Columna explosiva

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro.

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas o alternadas) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC).

Perforación de arranque

Arranque: Son los taladros que van a permitir hacer una cara libre más y a partir de ésta



segunda cara libre generada, sé amplía la abertura con los taladros de primera y segunda ayuda, que están alrededor del arranque, hasta que la delimitación sea total de la labor a ejecutar. En toda malla de perforación se debe mantener la simetría de los taladros de tal forma de generar una buena secuencia de salida.

Tipos de arranques

Hay varios tipos de arranque que reciben diferentes nombres, según su forma o el lugar donde se le ha usado primero. , pero todos los tipos de cortes podemos agruparlos en tres:

1) Corte angulares

Son taladros que hacen un ángulo con el frente donde se perfora, con el objeto de que al momento de la explosión formen un “cono” de base (cara libre) amplia y de profundidad moderada, dependiendo del tipo de terreno. Entre los cortes angulares tenemos:

- a) Corte en Cuña o en “V”
- b) Corte en pirámide.

2) Corte paralelos

Consiste en tres o más taladros horizontales, que son exactamente paralelos entre sí y paralelo al eje de la galería; cuanto más duro es el terreno, estos taladros deberán estar más cerca uno a otro.

De los taladros que forman el corte, uno o más se dejan sin cargar (Taladros de Alivio), con el objeto de que dejen un espacio libre que facilite la salida de los otros que están cargados. De estos taladros de alivio depende mucho el avance que se puede lograr en un solo tiro, es decir a mayor diámetro de taladros de alivio mayor será el avance.

3) Corte combinados

Son la combinación de Cortes en “V” y cortes en pirámide. Los variantes del corte “QUEMADO” son: Corte escalonada y corte crack.

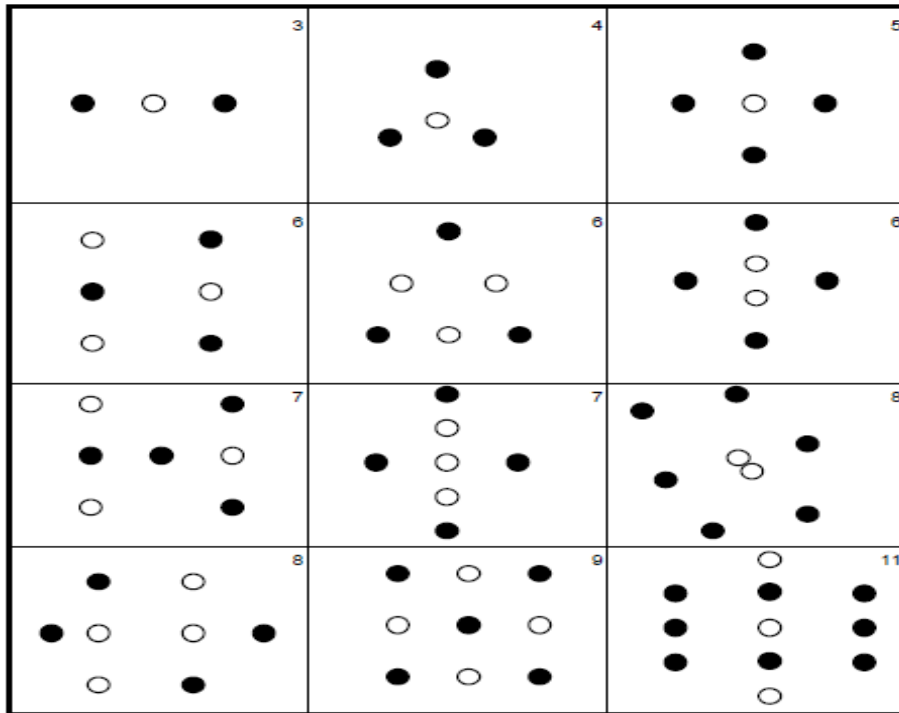


Figura 3. Tipos de arranque corte quemado

Fuente : Manual práctico de voladura EXSA – 2 001

b) Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

- **ARRANQUE.-** Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial. Por lo general la carga explosiva es mayor que los otros taladros.
- **AYUDAS.-** Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo el burden y espaciamiento
- **CUADRADORES.-** Son los taladros laterales (hastíales) que forman los flancos de la galería.

- **ALZAS.**- Son los que forman el techo o bóveda de la galería. También se les denominan taladros de la corona.
- **ARRASTRES.**- Son los taladros que se encuentran al piso de la galería; y se disparan al final de toda la secuencia.

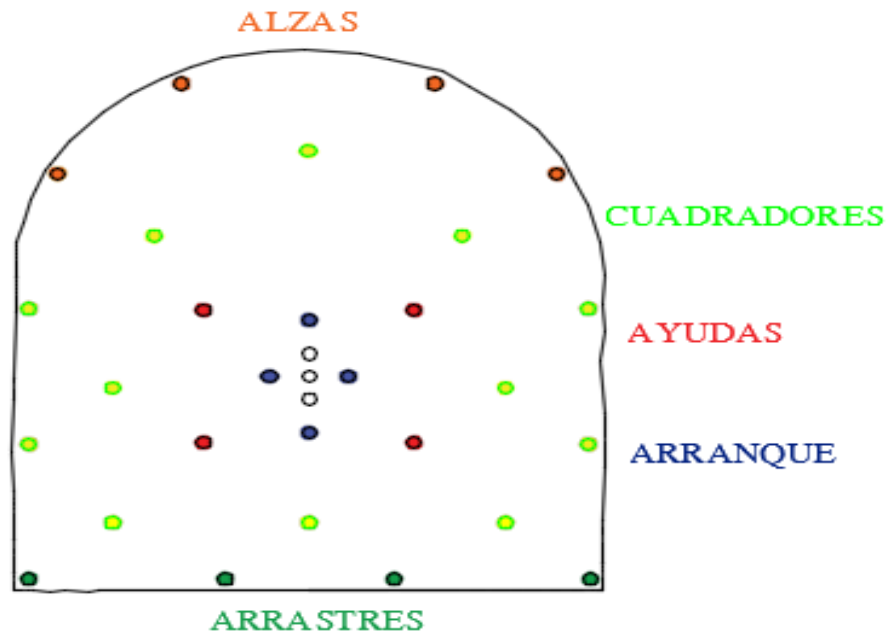


Figura 4. Formas de distribución de taladros

Fuente: Manual de perforación EXSA 2001

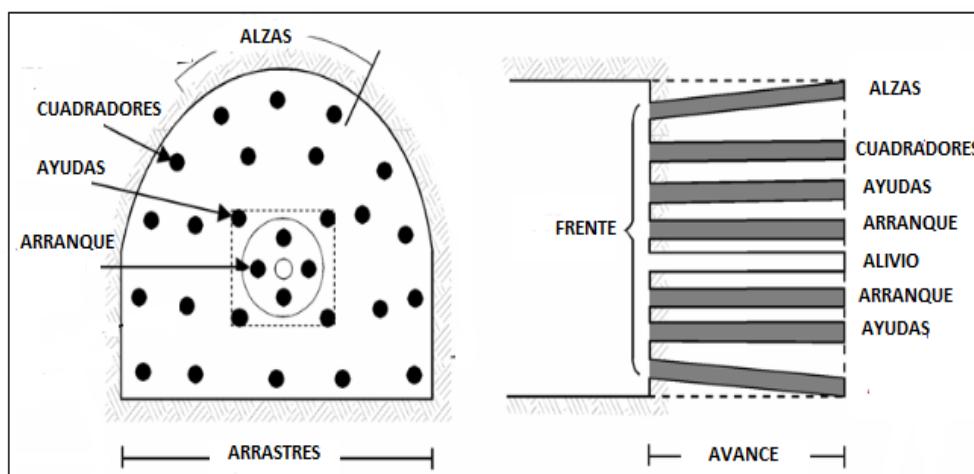


Figura 5. Formas de distribución de taladros

Fuente: Exsa 2 001, Manual práctico de voladura



2.3. MARCO CONCEPTUAL

Costos

Son los beneficios sacrificados para adquirir bienes y servicios y el valor del sacrificio hecho para adquirir bienes o servicios.

Costos operativos

Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

Costos directos

Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

Costos indirectos

Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

Método de explotación

Es la estrategia global que permite la excavación y extracción de un cuerpo mineralizado del método técnico y económico.

Yacimiento

Depósito de minerales metálicos no metálicos sobre o dentro de la corteza terrestre.

Veta

Yacimiento compuesto por un cuerpo mineral de forma alargada limitado por planos Irregulares de rocas denominadas “encajonantes” generalmente la roca es vertical



Subnivel

Nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales.

Buzamiento

Angulo formado por la diaclasa y un plano Horizontal Contendida en plano de la Diaclasa con el eje norte-sur.

Para realizar la voladura es necesario efectuar el confinamiento del explosivo, para esto es necesario perforar la roca a esta operación de agujerea en la roca se le denomina perforación y a los agujeros se le conoce con el nombre de taladros, usualmente cuanto más suave es la roca más es la velocidad de penetración, por otro lado cuanto más resistente sea a la compresión, mayor fuerza y torque serán necesarios para perforarla.

Perforación

Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos, o blasthole.

Malla de perforación

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.

Subterráneo

Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de a tierra.

Frente

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura.



Tajeo

Lugar de donde se extrae o se explota el mineral. Se extrae el mineral de la galería,
Un sitio definido, generalmente 30 metros más o menos de mineral rentable.

Parámetros

Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

Burden

Distancia desde el barrenado al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

Explosivos

Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia. Se fabrican con diferentes potencias, dimensiones y resistencia al agua, según se requiera.

Chimenea

Es una labor vertical que se realiza sobre el mineral o veta, las secciones son variables.

Arranque

Son taladros perforados y cargados; primero en ser chispeados para generar una cara libre.

Factor de carga (kg/m³)

Es la cantidad de explosivo usada por m³ de roca volada.

Sensibilidad



Habilidad de un explosivo para propagarse a través de la columna explosiva, también controla el diámetro crítico en el cual el explosivo trabaja adecuadamente.

Macizo rocoso

Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

Voladura

Es un fenómeno físico químico de la mezcla exclusiva que al explotar rompe un trozo de roca o mineral.

Mecánica de las rocas

Estudio de las propiedades mecánicas de las rocas, que incluye condiciones de tensión alrededor de las galerías y la capacidad de las rocas, y de las estructuras subterráneas de soportar estas tensiones.

Mina

Explotación, a base de pozos, perforaciones y galerías o a cielo abierto, de un yacimiento mineral.

Minería

Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico.

Mineral

Es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras, etc.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 UBICACIÓN GEOGRAFICA DEL ESTUDIO

El yacimiento minero de Raura, se ubica en la cima de la Cordillera Occidental, políticamente entre los departamentos de Huánuco (Provincia de Lauricocha) y Lima (Provincia de Oyón).

Las coordenadas Geográficas son:

- 76° 44' 30" Longitud Oeste
- 10° 26' 30" Latitud Sur
- Altitud 4500 a 4800 m. s. n. m
- Coordenadas U.T.M.: 8845500 Norte.
309700 Este

3.1.1 Accesibilidad

La mina Raura, es accesible desde la ciudad de Lima por una carretera asfaltada y afirmada, cubriéndose una ruta de:

Lima – Huacho	=	157 Km	Asfaltado
Huacho - Sayán	=	40 Km	Asfaltada en buenas condiciones
Sayán - Churín	=	60 Km	Carretera afirmada.
Churín – Oyón	=	40 Km	Afirmada
Oyón – Raura	=	55 Km	Carretera afirmada

El tiempo de viaje desde la ciudad de Lima es aproximadamente 10 horas.

3.1.2 Clima, vegetación y relieve

La mina Raura presenta un clima frío y seco, característico de la región Puna y



cordillera. La temperatura varía entre los 13° C y -10°C entre el día y la noche.

El clima está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y fría entre Abril y Noviembre, donde se producen las más bajas temperaturas, la otra estación húmeda y lluviosa se presenta entre los meses de Diciembre y Marzo originando el incremento de las aguas debido a las precipitaciones sólidas y líquidas. La vegetación es restringida debido al clima frígido, es típica de la región puna y cordillera, y constan de Icho, Yareta, Huila - Huila y pastos silvestres.

La topografía de la región es accidentada y abrupta, con fuertes pendientes y quebradas profundas. Por su altitud la zona se encuentra ubicada en las regiones Puna a Jalca, 4 500 y 4 800 m.s.n.m., respectivamente.

3.2 PERIODO DE DURACION DE ESTUDIO

El periodo de duración de estudio estuvo calculado por un lapso de 6 meses desde el proceso de recolección de datos. Procesamiento de las mallas de perforación y posteriormente optimizar la rentabilidad de la empresa.

3.3 PROCEDENCIA DEL MATERIAL UTILIZADO

Los materiales utilizados para la presente investigación fueron financiados por el tesista teniendo también la recolección de datos provenientes de las operaciones unitarias de mi mina Raura.

3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1 Población

La población para este trabajo de investigación está constituida por los Tajeos Farallón, Santa Rosa, de las labores subterráneas de la Unidad Minera Raura de la Compañía Minera Raura S.A. - Huánuco.



3.4.2 Muestra

La muestra para el presente trabajo de investigación está constituida por los Tajeos Farallón y Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.- Huánuco.

3.5 DISEÑO ESTADISTICO Y METODOLOGICO

Según las características del proyecto de investigación es de tipo descriptivo, el estudio se refiere a la optimización de costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa mediante el método de explotación Sub Level Stopping con Taladros Largos en la Unidad Minera Raura – Huánuco.

La metodología para encontrar los resultados del trabajo de investigación ha consistido en su primera fase en analizar todos los costos de minado en los tajeos Farallon y Santa Rosa al utilizar el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional, los datos de todas las operaciones mineras consistentes en la producción del mineral/día, equipos utilizados, el ciclo de minado, explosivos utilizados se han registrado en las fichas de control.

3.6 PROCEDIMIENTO

Los procedimientos tomados en cuenta para la determinación de los costos de minado del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en la Unidad Minera Raura S.A.- Huánuco. Se detalla a continuación:

Se recopiló información bibliográfica, separatas, folletos e información virtual utilizando el internet del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional de diseño, costos y rentabilidad.

En los Tajeos Farallón y Santa Rosa se realizó el reconocimiento del tajeo 658, galería de perforación GL6125. Con el objetivo de identificar las operaciones unitarias como son: perforación, voladura, limpieza, sostenimiento. Revisar los servicios auxiliares para



poder aplicar el método, no fallando algunas conexiones de agua aire, limpieza, etc. El área de planeamiento proyecta el ciclo de minado en la zona de estudio.

Para obtener un resultado óptimo, se realizó seguimiento a la aplicación desde el inicio de las operaciones unitarias. De esta forma se ha obtenido los datos más concisos y cercanos a la realidad, sin descuidar detalle alguno. La toma de datos se realizó in situ, de los parámetros que influyen en cada operación unitaria para obtener los costos directos en mano de obra, materiales, equipos, servicios, etc.

Una vez obtenidos los datos en el campo (in situ), el paso siguiente es el procesamiento de estos datos en el gabinete. Producto de este procesamiento, se obtiene los parámetros para determinar los objetivos como la productividad (ton/día) y el costo de producción. Base a estos indicadores, se analiza el costo de explotación del método y se obtiene las respectivas conclusiones.

Posteriormente en el nuevo sistema de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos, se ha analizado los costos de minado en los tajeos Farallon y Santa Rosa, los datos se han recogido en sus respectivas fichas de control, teniendo en cuenta la producción del mineral por día, equipos utilizados, tipo de explosivos, tiempo de carguío, el ciclo de minado y otros.

3.7 VARIABLES

Variable Independiente

Método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos en la Unidad
Minera Raura - Huánuco.

Variable Dependiente

Optimización de costos de minado en los Tajeos Farallón y Santa Rosa de la Unidad
Minera Raura - Huánuco.

Tabla 6. Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Variable Independiente:	- Diseño de labores	- Metros
Método de explotación de	- Diseño de malla	- Metros
sub level stopping con	- Tiempo de carguío	- Minutos
taladros largos en la unidad	- Tiempo de acarreo	- Minutos
minera Raura - Huánuco.	- Distancia recorrida	- Metros
Variable Dependiente:	- Costo de Explotación de mineral	- US\$/TM
Optimización de costos de minado en los Tajeos	- Costos de perforación	- US\$/pie
Farallón y Santa Rosa de la Unidad Minera Raura - Huánuco.	- Costos de limpieza y carguío.	- US\$/m ³ esponjado.
	- Costos de acarreo.	- US\$/TM-km
	- Costos de sostenimiento	- US\$/perno

Fuente: Elaboración propia.

3.8 ANALISIS DE DATOS

3.8.1 Técnicas de recolección de datos.

- Es de mucha importancia determinar las técnicas que se aplicarán, tales como comparación de costos unitarios, datos técnicos de la Unidad Minera - Huánuco.
- La recolección de datos se realizará en fichas de control en donde se considerará, el volumen de mineral disparado, el peso específico, control de tiempos de carguío y acarreo del mineral, toneladas de mineral producido.
- Obtención de datos mediante métodos estadísticos
- Para el procesamiento se utilizará la estadística descriptiva
- Obtención de datos mediante reportes por día, mensual y anual.



3.8.2 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el estudio de investigación son la liquidación mensual para verificar el resumen de la producción diaria y el reporte diario de operación, reporte mensual de operación y la toma de fotografías del ciclo de minado.

Reporte diario de operación.

N° de taladros perforados

N° de taladros disparados

Producción diaria

Consumo de explosivos y accesorios

Control de tiempo de perforación del tajeo

Control de tiempo de carguío y acarreo del mineral

Número de horas operadas del equipo

Datos

Datos Topográficos (Rumbo y buzamiento de la Veta)

Datos Geo mecánicos. (Tipos de Roca RMR)

Leyes de minerales (muestreo sistemático)

3.8.3 Técnicas para el procesamiento de la información.

Las técnicas para el procesamiento de datos son:

- Observación directa
- Revisión documental
- Cuadros estadísticos.
- Revisión de los datos.
- Información de reporte diario de operación mina



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1.1. Parámetros geomecánicos

Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían: En la zona encajonante a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA con un RMR de 53 a 55, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 2.72 a 3.40 y un GSI de MF/R (muy fracturada regular).

La zona Mineralizada presenta una calidad de roca según Bienawski RMR 41 a 45, con un Índice Q de 0.7165 a 1.1175 y un GSI de MF/R (muy fracturado regular).

Clasificación geomecánica

En primer lugar, se presentan tres sistemas de clasificación geomecánica de la masa rocosa más utilizados en la ingeniería de rocas: el Sistema RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989), el Sistema Q de Barton (1974) y el Índice Geológico de Resistencia GSI.

Luego, utilizando los sistemas señalados, se realizan una serie de aplicaciones, como: la estimación de los abiertos máximos de las excavaciones, la estimación de los tiempos de auto sostenimiento y la estimación del sostenimiento permanente y temporal. Adicionalmente, se presenta una guía para la selección del sistema de pernos y el dimensionamiento de los mismos.

4.1.2. Sistema RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989).

En esencia consiste en asignar a cada tipo de macizo rocoso un índice de calidad denominado RMR, que depende de:

- Resistencia a compresión simple de la roca matriz

- Condiciones de diaclasamiento
- Efecto del agua
- Posición relativa de la excavación con respecto a las diaclasas

El sistema Bieniawski RMR es representado por las siguientes tablas 7 y 8.

Tabla 7. Tabla Geomecánica RMR

 CIA. MINERA RAURA S.A. DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA		TABLA GEOMECANICA RMR RMR : ROCK MASS RATING (VALUACION DE LA MASA ROCOSA), BIENIAWSKY (1989) CLASIFICACION GEOMECANICA Y TIPOS DE SOSTENIMIENTO						
TIPO	CALIDAD	TIPOS DE SOSTENIMIENTO	ALGUNAS CARACTERISTICAS Y SOSTENIMIENTO ASOCIADO	TIPOS GSI	GSI		RMR	
I	MUY BUENA		Macizo rocoso duro con muy pocas fracturas, sana o ligeramente alterada, seca o con poca humedad en algunos casos. SIN SOPORTE	LF/B	75	85	80	90
II	BUENA		Macizo rocoso duro con pocas fracturas, ligera alteración y en algunos caso humeda. SIN SOPORTE o PERNOS y/o PUNTALES OCASIONAL	LF/R , F/B	65	75	70	80
				LF/P , F/R, MF/B	55	65	60	70
III A	REGULAR		Macizo rocoso medianamente duro con regular cantidad de fracturas, presencia de algunas fallas menores de moderada o fuerte alteración, con goteo permanente por fracturas. PERNOS + MALLA o PERNOS y/o PUNTALES SISTEMATICOS.	LF/MP , F/P, MF/R, IF/B	45	55	50	60
III B				F/MP , MF/P , IF/R	35	45	40	50
IV A	MALA		Macizo rocoso suave, muy fracturado con algunas fallas panizadas, fuertemente alterado con mucho goteo continuo y flujo de agua. CUADROS DE MADERA o SHOTCRETE C/FIBRA	MF/MP , IF/P	25	35	30	40
IV B				IF/MP	15	25	20	30
V	MUY MALA		Macizo rocoso muy suave, totalmente triturado o brechado, con muchas fallas panizadas, altamente alterado con flujo constante de agua. CIMBRAS METALICAS O ENCOFRADOS DE CONCRETO	T/MP	5	15	10	20

Fuente: Departamento de geomecánica CIA Minera Raura.

TABLA GSI

CONDICION	C.I.A. MINERA RAURA S.A. DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA (GEOLOGICAL STRATEGY, INDEX) (INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA SEGUN STRATON) (INDEX(1997), KAISER & BARRER(1988))		
	BUENA REGULAR POBRE MUY POBRE	B R P MP	MOY BUENA MOY POBRE
CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidos insitu con un flexómetro. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota, se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades. LABOR TEMPORAL: PERNO SPLIT SET LABOR PERMANENTE: PERNO HELICOIDAL ESTRUCTURA	BUENA (100 a 250 MPa) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERNADAS, CERRADAS. REGULAR (MUY RESISTENTE, FRESCA) (SE HOMBRE CON VALIOS GOLPES DE PICOYA)	REGULAR (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERNADO) (SE HOMBRE CON 1 O 2 GOLPES DE PICOYA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERNADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ALTERNADO, LIGERAMENTE ALTERNADO. (SE HOMBRE CON 1 O 2 GOLPES DE PICOYA)	POBRE (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERNADO) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERNADO, LIGERAMENTE ALTERNADO. (SE HOMBRE CON 2 O 3 GOLPES DE PICOYA)
	BUENA (100 a 250 MPa) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERNADAS, CERRADAS. REGULAR (MUY RESISTENTE, FRESCA) (SE HOMBRE CON VALIOS GOLPES DE PICOYA)	BUENA (100 a 250 MPa) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERNADAS, CERRADAS. REGULAR (MUY RESISTENTE, FRESCA) (SE HOMBRE CON VALIOS GOLPES DE PICOYA)	POBRE (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERNADO) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERNADO, LIGERAMENTE ALTERNADO. (SE HOMBRE CON 2 O 3 GOLPES DE PICOYA)
ESTRUCTURA MODERADAMENTE FRACTURADO MODERADAMENTE FRACTURADO FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (100 A 12 FRACTURAS POR METRO)	F	MF	T
	MODERADAMENTE FRACTURADO MODERADAMENTE FRACTURADO FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (100 A 12 FRACTURAS POR METRO)	F	MF
INTENSAMENTE FRACTURADO INTENSAMENTE FRACTURADO FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	IF	IF	IF
	INTENSAMENTE FRACTURADO INTENSAMENTE FRACTURADO FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	IF	IF
TRITURADA O BRECHADA TRITURADA O BRECHADA LIBERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMAMENTE ROYA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE RESQUEBRADOS, ANGULOS Y REDONDOS. (STN RD)	T	T	T
	TRITURADA O BRECHADA TRITURADA O BRECHADA LIBERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMAMENTE ROYA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE RESQUEBRADOS, ANGULOS Y REDONDOS. (STN RD)	T	T

Figura 6. Tabla GSI

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN

LABORES DE DESARROLLO (RAMPAS, BY PASS, GALERIAS, CRUCEROS, ETC.)

INDICE G.S.I.	TIPOS DE FRACTURAMIENTOS	IMAGENES
MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (F/B)	LEVEMENTE FRACTURADO (LF)	
MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R)		
MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (F/P)		
MUY FRACTURADA/BUENA (MF/B)		
MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)		
MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)		
MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP)		
INTENSAMENTE FRACTURADA/REGULAR (IF/R)		
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P)		
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)		
TRITURADA O BRECHADA/REGULAR (T/R)		
TRITURADA O BRECHADA/POBRE (T/P)		
TRITURADA O BRECHADA/MUY POBRE (T/MP)		

FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES (0)

CON FACTORES INFLUYENTES (1)

CON FACTORES INFLUYENTES (2)

CON FACTORES INFLUYENTES (3)

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO

1.- En Zonas de Taladros Largos se recomienda usar 3 o mas pernos sistemas de acceso para la zona de taladros largos.

2.- Longitud del Perno a usar:
Sección de excavación >= 3.6m usar Tojes
Sección de excavación < 3.6m usar Spies

3.- Cam. DDH, RB, Subestaciones e Intersecciones:
Usar Pernos de 7 pies + Malla.

4.- Inst. de Cuadro, Barrera, Cachazo y Cribing:
Usar Puntales con Diámetro de 8" a 10".

5.- Inst. de Puntales (Seguridad y Línea):
Usar Puntales con Diámetro de 6".

6.- Cam. Bombeo, Polvorin, Refugio Minero, Comedor:
Shotcrete mas pernos sistematicos.

Figura 7. Metodología de Aplicación

Fuente: Departamento de geomecanica CIA Minera Raura.

TIPOS DE SOSTENIMIENTO

LABORES DE DESARROLLO < 3.5m		LABORES DE DESARROLLO 3.5-5.0m
A	Perno Sistemático de 5'. Distrib. Cuadrado con espac. a 2.0m.	Perno Sistemático de 7'. Distrib. Cuadrado con espac. a 1.7m.
B	Perno Sistemático de 5'. Distrib. Cuadrado con espac. a 1.7m.	Perno Sistemático de 7'. Distrib. Cuadrado con espac. a 1.5m.
C	Perno Sistemático de 5'. Distrib. Cuadrado con espac. a 1.5m.	Perno Sistemático de 7' + Malla.
D	Perno Sistemático de 5' + Malla ó Shotcrete de 2" + Perno Sist. 5'.	Perno Sistemático de 7' + Malla + Shotcrete de 2" .
E	Shotcrete de 3"+Perno Sist. de 5'+ Malla ó Cuadro/Cimbra con esp. 1.5m	Shotcrete de 3"+Perno Sist. de 7'+ Malla ó Cimbra Metálica esp. 1.2m
F	Cuadros ó Gimbrias con espac. de 1.0m-1.2m	Cimbra Metálica con espac. de 0.8m-1.0m
LABORES DE EXPLOTACIÓN (CUERPOS)		LABORES DE EXPLOTACIÓN (VETAS)
A	Perno Sistemático de 7'. Distribución Triangular con espaciamento a 1.7m.	Puntal de 6' ó Perno Sist. de 5' Dist. Triangular con espaciamento a 2.0m
B	Perno Sistemático de 7'. Distribución Triangular con espaciamento a 1.5m.	Puntal de 6' ó Perno Sist. de 5' Dist. Triangular con espaciamento a 1.7m
C	Perno Sistemático de 7'. Distribución Triangular con espaciamento a 1.2m.	Puntal de 6' ó Perno Sist. de 5' Dist. Triangular con espaciamento a 1.5m
D	Perno Sistemático de 7' + Malla ó Shotcrete de 2" + Perno Sist. 5'.	Puntal de 6' ó Perno Sist. de 5' Dist. Triangular con esp. a 1.2m en las Cajas + Guarda- cabeza (Malla ó Mad.) en Corona
E	Shot. de 3"+Perno Sist. de 7' + Malla ó Cuadro de Madera espaciamento a 1.5m.	Cuadro de Madera espac. 1.2m-1.5m
F	Cuadro de Madera espac. a 1.0m-1.2m	Cuadro de Madera esp. a a 0.8m-1.0m

Figura 8. Tipos de sostenimiento

Fuente: Departamento de geomecánica CIA Minera Raura.

4.1.3. Análisis de estabilidad de aberturas por taladros largos

Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

Número de estabilidad (N').

Radio hidráulico (RH).

Se realiza el análisis para diferentes aberturas: (ancho x largo x altura)

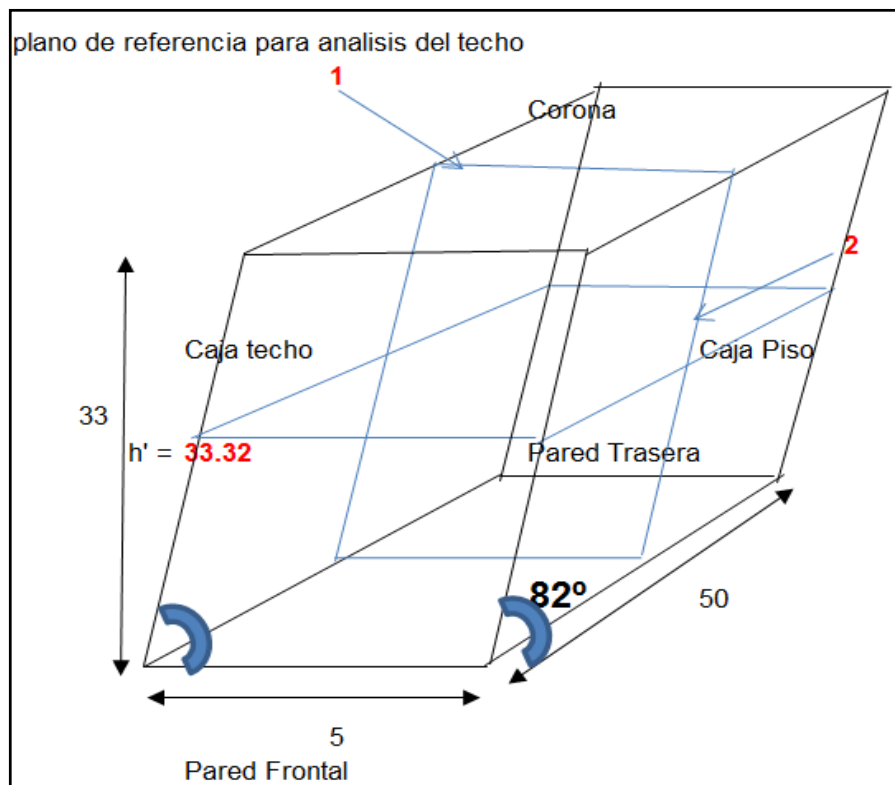


Figura 9. Forma geométrica de los espacios vacíos para análisis de estabilidad

Fuente: Departamento de Geomecánica CIA. Mienera Raura

Superficie	RH m	MANTEO PARED N	z	Logit value p	Probabilidad estable	Condicion
Pared Frontal	2.2	1.8	2.3	0.91	46%	ESTABLE
Pared Trasera	2.2	1.8	2.3	0.91	46%	ESTABLE
Caja Piso	10.0	23.2	2.1	0.89	88%	INESTABILIDAD MEDIA
Caja techo	10.0	23.2	2.1	0.89	88%	INESTABILIDAD MEDIA
Corona	2.3	2.6	2.5	0.93	60%	ESTABLE

Figura 10. Para cámaras de 5x50x33

Fuente: Departamento de Geomecanica CIA. Mienera Raura

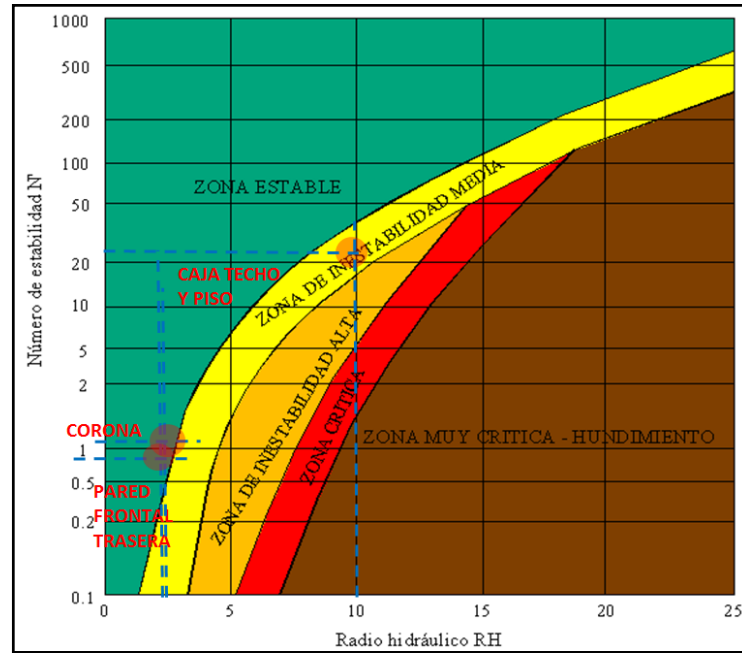


Figura 11. Radio hidráulico

Fuente: Departamento de Geomecanica CIA. Mienera Raura

El gráfico muestra para la zona de estudio que para dichas aberturas la caja piso y techo muestra una inestabilidad intermedia, para las paredes frontal y trasera muestran una estabilidad alta.

RESUMEN					
PARED LONGITUD ALTURA	5 m		PARED LONGITUD ALTURA	5 m	
	35 m	50 m		35 m	50 m
	20 m	33 m		20 m	33 m
SUPERFICIE DE ABERTURA	Condicion	Condicion	SUPERFICIE	DESCAJE (m)	PROBAB.
Pared Frontal	ESTABLE	ESTABLE	Pared Frontal	0.4	48%
Pared Trasera	ESTABLE	ESTABLE	Pared Trasera	0.4	48%
Caja Piso	ESTABLE	INESTABILIDAD MEDIA	Caja Piso	0.3	32%
Caja techo	ESTABLE	INESTABILIDAD MEDIA	Caja techo	0.3	32%
Corona	ESTABLE	ESTABLE	Corona	0.3	14%
				0.4	40%

Figura 12. Resumen de la condición del TJ658

Fuente : Departamento de Geomecanica CIA. Mienera Raura

El cuadro de resumen muestra para una condición del TJ658 con 5m de ancho, 35m de largo y 20 m de altura. Bajo esas dimensiones el TJ658 se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.3m en las cajas por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío.

Al incrementar las dimensiones a 5m de ancho, 50 m de largo y 33 m de altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de 0.7m (caja piso y techo). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.

4.1.4. Modelamiento numérico del TJ658NS

En la Figura 13 y 14 se muestra el modelamiento numérico del progreso del Subnivel inmediato superior al NV300 hasta cerca de la zona minada abierta a partir de ahí se realizara taladros largos negativos y en abanico según el diseño de Ingeniería. Se realizó la simulación mediante el método de elementos finitos usando el Software Phase2.

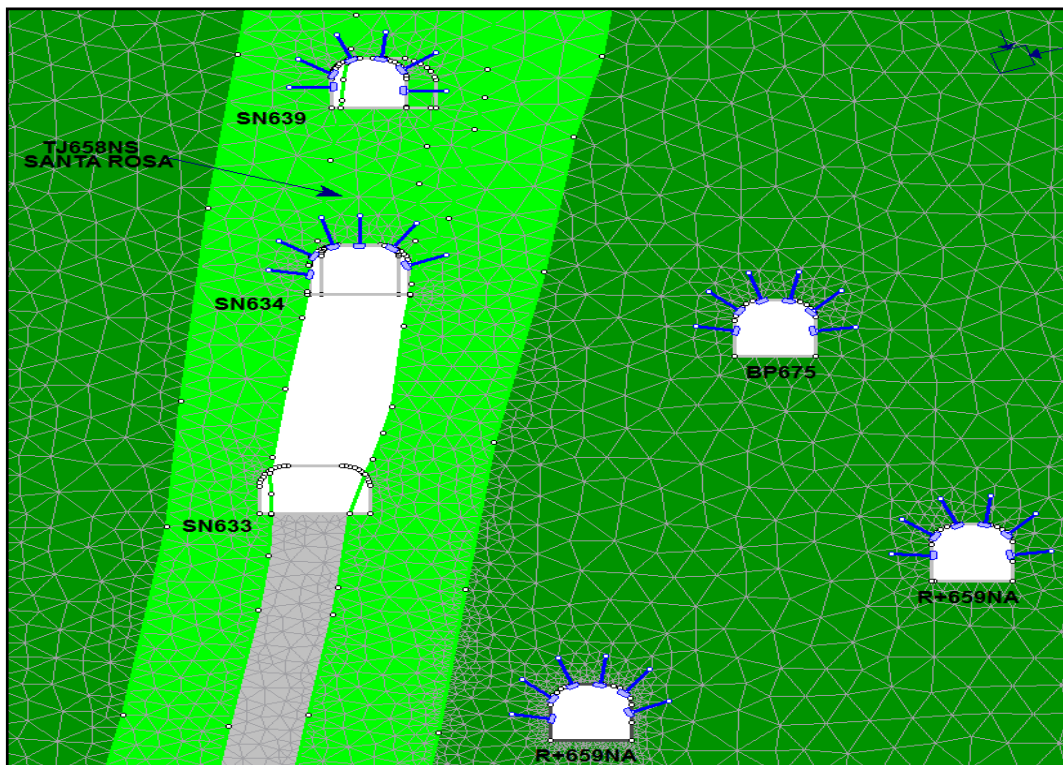


Figura 13. Sección transversal del TJ658NS

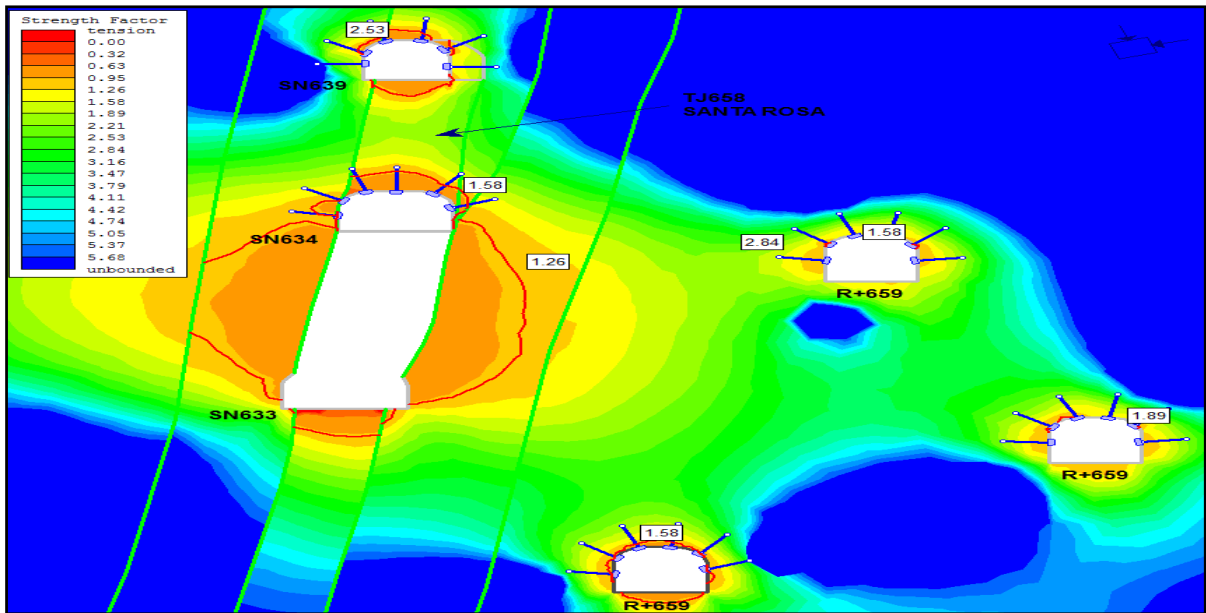


Figura 14. Condición actual del TJ65.

Fuente: Departamento de Geomecánica CIA. Mienera Raura

En la zona de estudio la condicon actual del tajeo 658 muestra con factores de seguridad mayores a 1.5 en los accesos, indicando una estabilidad.adecuada y Estable. ver en la Figura 15.

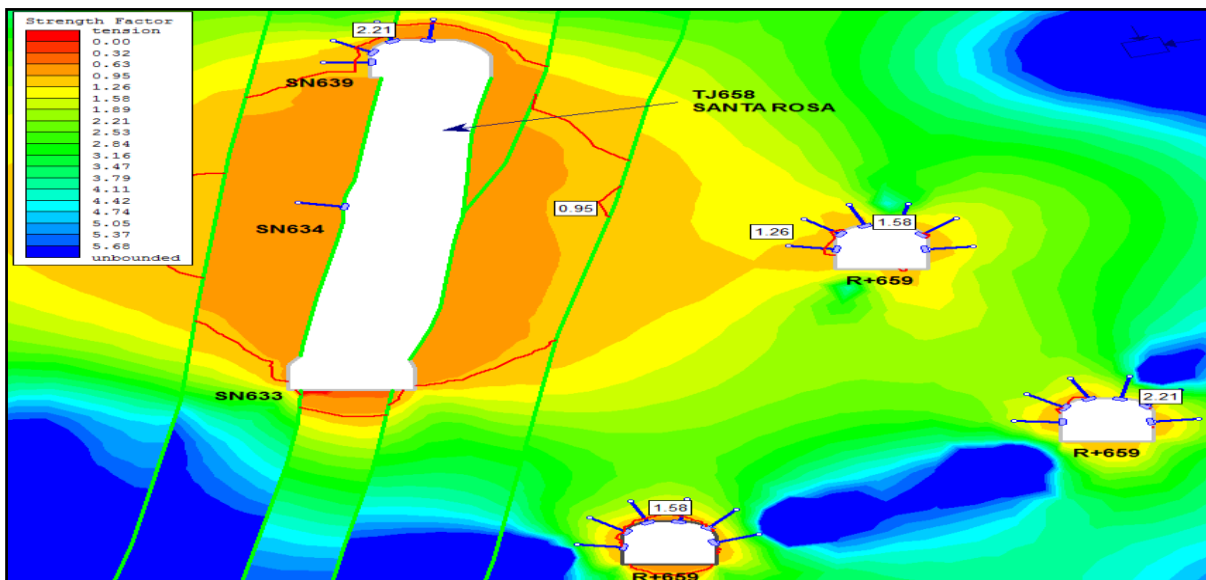


Figura 15. Preparación y Voladura del TJ658

Fuente: Departamento de Geomecánica CIA. Minera Raura



En la Figura 15 se muestra indicadores para Preparación y Voladura en taladros negativos desde el SN639 hacia el SN634, con ancho promedio de 5.0m. Los accesos mantienen la estabilidad, con FS de 1.58.

Al realizar el relleno del tajo, se estabiliza la zona de explotación, incrementando los factores de seguridad de 0.95 a 1.26.

4.1.5. Costos de minado del método Corte Relleno Ascendente Convencional.

Para calcular los costos de minado, con el método de explotación corte y relleno ascendente se realizó seguimiento en la aplicación desde el inicio de las operaciones unitarias, Una vez obtenidos los datos en campo siguiente es el procesamiento de estos en gabinete parámetros para determinar los objetivos como la productividad producción detallan en la Tabla 8 y 9. Llegando a un resultado de:

$$\text{Costo Total (\$/TMS)} = 31.39$$

4.2. CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

HIPÓTESIS 1.

La aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional nos ha determinado los costos de minado en la Unidad Minera Raura - Huánuco.



Tabla 8. Parámetros Geométricos del método

Longitud de Bloque:	180mts
Altura Bloque:	53 mts
Altura Bloque minable:	50 mts
Ancho de veta:	1.10 mts
Ancho de minado:	1.30 mts
Volumen Cubicado:	10,249 m ³
Reservas Disponibles:	35,872 Tm
Reservas Minables :	32,407 Tm
Buzamiento:	75°
Densidad de mineral:	3.5 Tm/m ³
Densidad de la Roca:	2.7 Tm/m ³

Fuente: Departamento de Ingeniería CIA Minera Raura.

4.2.1. Datos de perforación producción en tajeo

N° taladros	:	40 Tal/disp
Longitud taladro	:	6.00 Pies
Malla de perforación	:	(0.4x0.4) mxm
Gravedad específica	:	3.5 TM/m ³
Tiempo de perforación	:	0.09 Hrs/Tal
Altura de Corte	:	1.5m
Días de trabajo efectivo	:	26 Días
Eff. Operación	:	85%
Disparos por Guardia	:	1
Disparos por Día	:	2



a) Cálculos de voladura para tajeo

Volumen por disparo = N° taladros x malla de perforación x altura de corte x

eficiencia de operación = 8.16 m³

TMS por disparo = Volumen por disparo x gravedad específica = 28.56

Tm/disparo

N° disparo totales = Reservas minables / Tm por disparo = 1135 disparos

TMS por Cortes = Longitud de bloque x ancho de minado x altura de corte x

gravedad específica = 1224 Tm

N° disparos por corte = Tm por cortes / Tm por disparo = 43 disparos

N° Taladros por corte = (N° taladros/ Tm por disparo) x Tm por cortes = 1715 tal.

N° Cortes = Reservas minables / Tm por cortes = 26 cortes

TMS por Día = Tm por cortes / días de trabajo efectivo = 47.08 Tm

TMS por Gda = Tm por día / disparos por día = 23.54 Tm

4.2.2. Cálculo de costos método corte relleno ascendente convencional

A) Perforación. Para el cálculo costos de perforación se calcula de acuerdo al precio unitario y la vida útil de los equipos, así como mano de obra. Lo cual se muestra en la Tabla 9, se considera el tipo de cambio \$ 3,26

Costo total de perforación= 5,42 US\$/Tm

Tabla 9. Precios unitarios de costos de perforación

Perforacion: incluye los pies perforados y el personal para el sostenimiento							
Aceros	Medida	Cantidad	PU S/	/ida Util (pies	S/. X PP	S./ disp	
Aceite perforación (glns.)	pza	1	20	394	0.05	S/.	13.34
Mantenimiento (75%)	pza	1				S/.	27.33
Juego de barrenos 4' y 6'	pza	1	303	1,200	0.25	S/.	65.71
Adaptador split set	pza	1	294	1,200	0.25	S/.	63.76
Máquina afiladora	pza	1	6,666	500,000	0.01	S/.	3.47
Piedra esmeril	pza	1	61	9,843	0.01	S/.	1.62
Manguera jebe 1' (20 m)	pza	1	195	40,500	0.00	S/.	1.25
Manguera 1/2' (20 m)	pza	1	92	40,500	0.00	S/.	0.59
Subtotal Aceros						S/.	177.08
Mano de Obra		CNT	Salario	BB.SS.	B. + BB.SS		
Maestro Perforista	Tarea	1	73.70	74.16	147.86	S/.	147.86
Ayudante Perforista	Tarea	1	71.50	71.94	143.44	S/.	143.44
Subtotal Mano de Obra						S/.	291.30
Equipo de Perforacion							
Máquina perforadora Jackleg	Pies	1.00	14000	100,000	0.14	S/.	36.44
Subtotal Equipo de Perforacion						S/.	36.44
Subtotal Perforacion						S/.	505
Costototal del metodo Unitario US\$/TMS							5.42

Fuente: Elaboración propia.

B) Voladura. Para determinar los costos en voladura se muestra en la Tabla 10, los precios unitarios, la vida útil y cantidades a utilizar de cada accesorio.

$$\text{Costo total de voladura} = 3,77 \text{ US\$/Tm}$$

Tabla 10. Precios unitarios de insumos de voladura

Voladura							
Explosivos / Accesorios	Medida	Cantidad	PU S/	Vida Util		S/ Totales	
Carguio de taladros en Realce	tal	30					
Cartuchos Semexa 65% de (28 mm x 75 mm)	cart	240	1.18	1		S/.	283.20
Exsanel 3.0 m	Pza	30	1.55	1		S/.	46.50
Pentacord	Mts	20	0.83	1		S/.	16.60
Det. Ensamblado	Pza	2	2.13	1		S/.	4.26
Peso del Explosivo	Kg	39.22					
Subtotal Explosivos / Accesorios						S/.	350.56
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm							3.77

Fuente: Elaboración propia.

C) Sostenimiento. Para determinar los costos de sostenimiento se muestra en la Tabla 11, los precios unitarios, la vida útil y cantidades a utilizar en el método de explotación de cada accesorio.

$$\text{Costo total de sostenimiento} = 4,66 \text{ US\$/Tm}$$

Tabla 11. Precios unitarios de materiales de sostenimiento

Sostenimiento					
Materiales de Sostenimiento	Medida	Cantidad	PU S/	Vida Util	S./ Totales
Split Sets 5 pies		15	16.03	1	S/. 235.14
Malla Electrosoldada 2.00 x 25.00 mxm		3.4	8.14	1	S/. 27.79
kg de madera (redondos) Chimenea camino		340	0.50	1	S/. 171.04
Subtotal Materiales de Sostenimiento					S/. 433.97
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm					4.66

Fuente: Elaboración propia.

D) Limpieza en Tajeos. Para la limpieza en los tajeos se emplea, winches de arrastre de 0.5 Toneladas, que jala el mineral o desmante hasta los buzones, para determinar los costos de limpieza en los tajeos se muestra en la Tabla 12, los precios unitarios, vida útil del equipo de limpieza y mano de obra.

$$\text{Costo total de limpieza} = 1,63 \text{ US$/Tm}$$

Tabla 12. Precios unitarios de equipos de limpieza y mano de obra

Limpieza en Tajeos					
Equipo	Medida	Cantidad	PU	Vida Util	S./ Totales
Winche Neumatico de 10 HP 0.5 Ton.	Hrs	2.86	0.09	5.00	S/. 1.29
Subtotal Horas de equipo					S/. 1.29
Mano de Obra		CNT	Salario	BB.SS.	B. + BB.SS
Operador de Winche	Tarea	1	75.00	75.47	150.47 S/. 150.47
Ayudante de Winche	Tarea	1	70.00	70.43	140.43 S/. 140.43
Subtotal Mano de Obra					S/. 150.47
Subtotal Limpieza y Acarreo					S/. 151.75
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm					1.63

Fuente: Elaboración propia.

E) Relleno Hidráulico. El relleno es un material detrítico sin valor económico proveniente de la planta concentradora mediante tuberías, que se provisiona por las chimeneas y que cae al subnivel. El precio unitario se muestra en la Tabla 13.

$$\text{Costo total de relleno hidráulico} = 1,04 \text{ US$/Tm}$$

Tabla 13. Precios unitarios de relleno hidráulico

Relleno Hidraulico					
	Medida	Cantidad	PU	S./Totales	
Relleno Hidraulico	m3/TM	8.16	14.57	S/.	95.11
Instalacion de Tuberia para relleno hidraulico	m	30.00	10.64	S/.	0.28
Barreras					
Redondos de 5-6 in	kg	200	0.50	S/.	0.09
Tablas	unid	171	12	S/.	1.81
Subtotal Relleno Hidraulico				S/.	96.93
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm				1.04	

Fuente: Elaboración propia

F) Preparación. Para determinar los costos de preparación del tajeo se muestra a continuación los precios unitarios tanto en voladura en avance, sostenimiento en avance y transporte de desmonte en preparaciones, en las tablas 14, 15, 16 y 17.

Costo total de labores de preparación = 7,27 US\$/Tm

Tabla 14. Precios unitarios de labores de preparación

PREPARACION					
	Medida	Cantidad	PU	S./Totales	
By pass 4.00x4.00	m	180.00	1595.45	S/.	287,181.00
Refugios del Bay Pass 2.00x2.00	m	14.00	998.31	S/.	13,976.34
Chimenea Ore Pass 1.50x1.50	m	50.00	886.59	S/.	44,329.50
Ventanas para camino extremos 3.00x3.00	m	16.00	1347.96	S/.	21,567.36
Subnivel a la chimenea Ore Pass 2.00x2.00	m	36.00	998.31	S/.	35,939.16
Desquinche del subnivel al Ore Pass	m3	183.08	74.35	S/.	13,612.30
Camara de volteo 2.00x2.00	m	48.00	998.31	S/.	47,918.88
Desquinche de la camara de volteo	m3	239.84	74.35	S/.	17,832.40
Inclinado al Rease Boring (ventilacion) 1.50x1	m	32.00	886.59	S/.	28,370.88
Chimenea de Ventilacion Rease Boring					
Camara de Rease Boring 4.00x4.00	m	12.00	1595.45	S/.	19,145.40
Desquinche de Camara de Rease Boring	m3	193.70	74.35	S/.	14,401.54
Pie de Rease Boring 3.50x3.00	m	12.00	1427.93	S/.	17,135.16
Rease Boring 2.10x2.10	m	50.00	4123.90	S/.	206,195.00
Subtotal Preparacion				S/.	767,604.91
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm				7.27	

Fuente: Elaboración propia



Tabla 15. Precios unitarios de voladura en avance

VOLADURA EN AVANCE				
Explosivos / Accesorios	Medida	Cantidad	PU	S./Totales
Avance seccion 4.00x4.00	m	192.00	517.71	S/. 99,400.66
Avance seccion 3.50x3.00	m	12.00	1427.93	S/. 17,135.16
Avance seccion 3.00x3.00	m	16.00	389.75	S/. 6,236.03
Avance seccion 2.00x2.00	m	98.00	303.70	S/. 29,762.76
Avance seccion 1.50x1.50	m	82.00	204.66	S/. 16,782.35
Desquinche convencional	m3	422.93	4.82	S/. 1,359.01
Subtotal Voladura				S/. 170,675.96
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm				1.62

Fuente: Elaboración propia

Costo total de Voladura en avance del método = 1,62 US\$/Tm

Tabla 16. Precios unitarios de materiales en sostenimiento

SOSTENIMIENTO EN AVANCE				
MATERIAL	Medida	Cantidad	PU	S./Totales
Split Sets 5 pies	Pza	275.00	20.32	S/. 5,586.81
Malla Electrosoldada 2.00 x 25.00 mxm	m2		8.14	S/. -
				S/. -
Subtotalsostenimiento en avance				S/. 5,586.81
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm				0.05

Fuente: Elaboración propia

Costo total de Sostenimiento en avance del método: = 0,05 US\$/Tm

Tabla 17. Precios unitarios para transporte de desmonte en preparaciones

Transporte de Desmonte en Preparaciones				
Labores	Medida	Cantidad	PU	S./Totales
By pass 4.00x4.00	TMS	7776.00	0.11	S/. 853.22
Refugios del Bay Pass 2.00x2.00	TMS	207.20	0.11	S/. 22.73
Chimenea Ore Pass 1.50x1.50	TMS	60.75	0.11	S/. 6.67
Ventanas para camino extremos 3.00x3.00	TMS	388.80	0.11	S/. 42.66
Chimenea de Ventilacion Rease Boring				
Camara de Rease Boring 4.00x4.00	TMS	518.40	0.11	S/. 56.88
Desquinche de Camara de Rease Boring	TMS	522.99	0.11	S/. 57.38
Pie de Rease Boring 3.50x3.00	TMS	340.20	0.11	S/. 37.33
Subtotal Limpieza y Acarreo				S/. 1,076.87
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm				0.01

Fuente: Elaboración propia.

Costo total de transporte de desmonte en preparaciones = 0,01 US\$/Tm



G) Ventilación / Servicios. Para el cálculo de costos de ventilación se muestra los precios unitarios de los materiales y equipos a utilizar en la Tabla 18.

$$\text{Costo total de ventilación y servicios} = 1,42 \text{ US\$/Tm}$$

Tabla 18. Precios unitarios de materiales de ventilación

Ventilacion / Servicios (Explotacion Total)					
Infraestructura	Medida	Cantidad	PU	Vida Util	S./ Totales
Construccion de Tolva Electrohidraulica	Und	1.00	13655.97		S/. 13,655.97
Ventiladores para los Avances	Hrs	317.00	7.15		S/. 2,266.58
Ventiladores para el Tajo	Hrs	7941.70	7.15		S/. 56,783.16
Mangas de Avances	Mts	180.00	15.02		S/. 2,703.60
Tuberia 1"	Mts	460.00	7.70		S/. 3,542.00
Tuberia 2"	Mts	460.00	16.50		S/. 7,590.00
Tuberia 4"	Mts	460.00	58.25		S/. 26,792.70
Cable Eelectrico	Mts	460.00	68.75		S/. 31,625.00
Descansos con escaleras en caminos	Pza	38.00	143.16		S/. 5,439.90
Subtotal ventilacion/ servicios					S/. 150,398.91
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm					1.42

Fuente: Elaboración propia.

H) Implementos de Seguridad

Para el cálculo de costos en uso de implementos de seguridad se determina a partir de los precios unitarios y la vida útil por la cantidad de tareas que se muestra los precios unitarios en la Tabla 19.

$$\text{Costo total de Implementos de Seguridad} = 0,45 \text{ US\$/TMS}$$



Tabla 19. Precios unitarios de implementos de seguridad

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
Equipo	Medida	P.U. S/.	V U. X TAR	s/. X TAR	TAR X Disq	S./Totales	
Botas de Jebe		51.00	120.00	0.43	3	S/.	1.28
Correa de Seguridad		11.60	240.00	0.05	3	S/.	0.15
Filtro para respirador 3M		31.18	10.00	3.12	3	S/.	9.35
Guantes de Jebe Neoprene		17.28	20.00	0.86	3	S/.	2.59
Lámpara Minera		664.41	600.00	1.11	3	S/.	3.32
Cargadora de Lampara Minera		217.48	600.00	0.36	3	S/.	1.09
Mantenimiento de Lampara (30%)						S/.	1.32
Lentes de Seguridad		25.00	40.00	0.63	3	S/.	1.88
Mameluco con cinta reflectiva		60.00	120.00	0.50	3	S/.	1.50
Pantalón de Jebe		34.50	80.00	0.43	3	S/.	1.29
Arnez		144.00	60.00	2.40	3	S/.	7.20
Mochila		60.00	40.00	1.50	3	S/.	4.50
Protector con portalampara		32.09	240.00	0.13	3	S/.	0.40
Respirador 3M Media cara		72.28	120.00	0.60	3	S/.	1.81
Saco de Jebe		30.80	80.00	0.39	3	S/.	1.16
Taflete para protector		11.79	80.00	0.15	3	S/.	0.44
Barbiquejo		1.68	60.00	0.03	3	S/.	0.08
Tapón de oído		4.21	20.00	0.21	3	S/.	0.63
Protector de Oidos (Orejera)		84.00	150.00	0.56	3	S/.	1.68
Subtotal implementos de seguridad						S/.	41.67
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm							0.45

Fuente: Elaboración propia

I) Herramientas. En la Tabla 20, se muestra los precios unitarios y tiempo de vida de las herramientas que se emplea.

$$\text{Costo total de Herramientas} = 0,40 \text{ US$/TMS}$$



Tabla 20. Precio unitario de herramientas

HERRAMIENTAS									
Equipo	Medida	P.U. S/.	V U. X TAR	s/. X TAR	TAR X Disq	S./Totales			
Atacador		15.00	10.00	1.50	2	S/.	3.00		
Conexiones		54.55	120.00	0.45	2	S/.	0.91		
Comba de 6 lbs.		50.00	240.00	0.21	1	S/.	0.21		
Cucharilla		21.75	60.00	0.36	1	S/.	0.36		
Escalera		34.00	60.00	0.57	1	S/.	0.57		
Juego de Barretilla Aluminio 6' ,8' , 10'		270.00	40.00	6.75	3	S/.	20.25		
Lampa		32.00	60.00	0.53	1	S/.	0.53		
Llave stilson de 14"		73.18	180.00	0.41	1	S/.	0.41		
Corvina		196.50	120.00	1.64	1	S/.	1.64		
Punta		11.03	5.00	2.21	1	S/.	2.21		
Formon		31.50	120.00	0.26	1	S/.	0.26		
Arco de Sierra		11.25	60.00	0.19	1	S/.	0.19		
Hoja de Sierra		3.39	5.00	0.68	1	S/.	0.68		
Pico		28.82	60.00	0.48	1	S/.	0.48		
Pintura (Gal)		35.00	10.00	3.50	1	S/.	3.50		
Punzon de Cebo		15.75	120.00	0.13	1	S/.	0.13		
Soga de 15 Kg		113.40	60.00	1.89	1	S/.	1.89		
Sacabarreno		78.75	240.00	0.33	1	S/.	0.33		
Subtotal herramientas						S/.	37.54		
Costototal del metodo Unitario US\$/Tm								0.40	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21. Resumen de costos unitarios de Corte Relleno Ascendente

RESUMEN POR ACTIVIDAD	PORCENTAJE US\$/TMS	
Costo Unitario Perforacion US\$/TMS	20%	5.42
Costo Unitario Voladura US\$/TMS	14%	3.77
Costo Unitario Sostenimiento US\$/TMS	17%	4.66
Costo Unitario Limpieza US\$/TMS	6%	1.63
Costo Unitario Relleno US\$/TMS	4%	1.04
Costo Unitario Preparacion US\$/TMS	32%	8.94
Costo Unitario Ventilacion Servicios US\$/TMS	5%	1.42
Costo Unitario Implementos + Herramientas US\$/TMS	3%	0.85
Costo del Metodo de Explotacion	100%	27.74

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3. Parámetros de diseño del método de explotación de Sub Level Stopping

Los parámetros de aplicación para el método en estudio se tomaron en cuenta los siguientes datos generales:



Tabla 22. Tipo de metales.

Cu%	Pb%	Zn%	Ag (Onz/Ton)
0.15	1.22	2.95	2.91

Longitud de tajo : 200 metro

Densidad: 3.5 TMS/m³

Altura de tajo : 100 metros

Factor de Esponjamiento: 30 %

Ancho de minado: 2.5 metros

Tonelaje Minable: 160,529 TMS

A continuación, se describen los trabajos a ejecutar para preparar un tajo a Explotar con el método de explotación taladros largos en vetas angostas. En la parte inferior del tajo a través de un crucero interceptando la veta Santa rosa se desarrollará la Galería de perforación GL612S y se determina el ancho real de la veta mineralizado realizando Ventanas y/o desquiches (si fuera necesario) las que a su vez nos servirán como ventanas de extracción con así mismo se desarrollara el by pass en estéril de forma paralela a la galería. Las ventanas de extracción son las que unen el by pass con la galería en mineral, dichas ventanas permitirán evacuar el mineral y transportarlo por el by pass hacia los echaderos o hasta las cámaras de carguío. Tenemos que considerar el diseño de chimeneas, que generaran la cara libre durante el proceso de minado. Desde la rampa principal se accede a la zona mineralizada y se desarrollan los subniveles de perforación cada 24 metros, perforándose Taladros negativos y positivos según sea el caso. La diferencia de cota entre los subniveles oscila entre 22 – 24 metros. Dicha distancia permite la perforación de los taladros de producción en negativo y en positivo. El ancho de minado varía de forma significativa en cada tajo, desde los 1.3 metros hasta 3 metros.

Diseño de minado

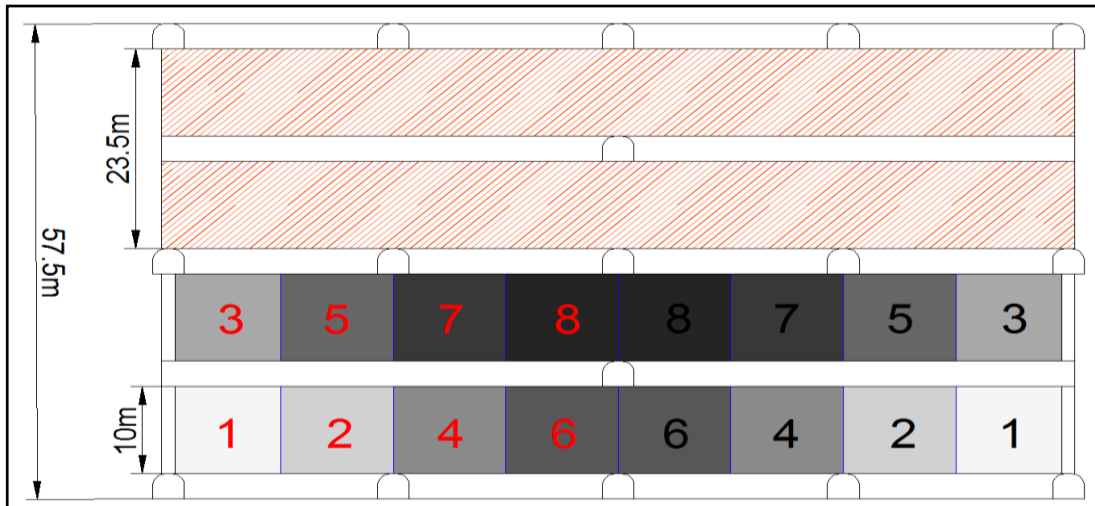


Figura 16. Taladros negativos con secuencia de relleno

Fuente: Departamento de ingeniería CIA Minera Raura

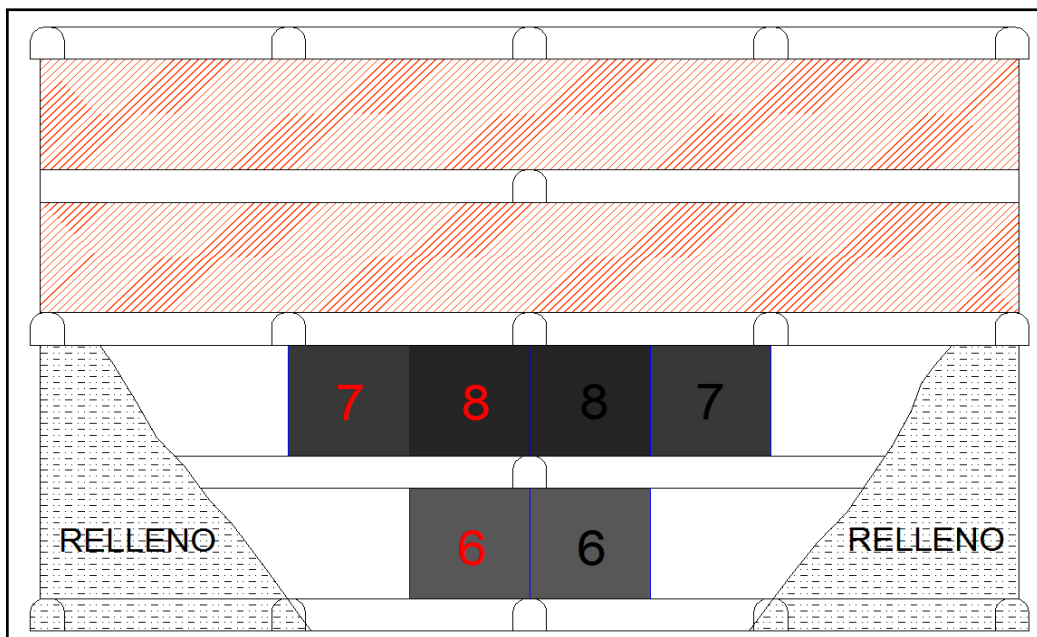


Figura 17. Preparación de Subniveles

Fuente: Departamento de ingeniería CIA Minera Raura

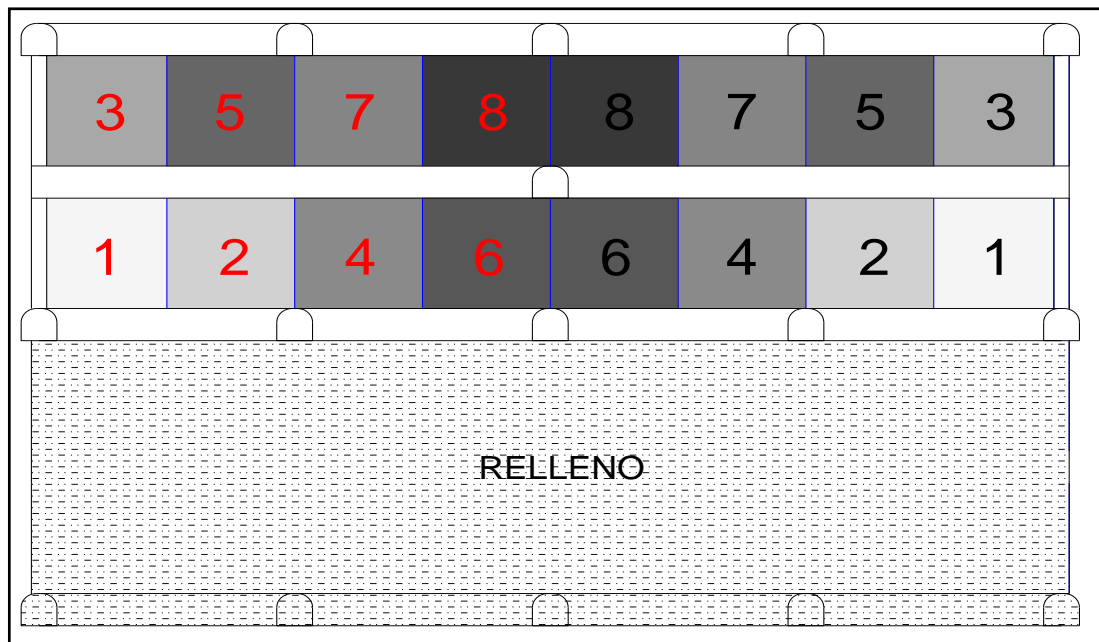


Figura 18. Relleno del 1er panel

Fuente: Departamento de ingeniería CIA Minera Raura

HIPÓTESIS 2.

Mediante la aplicación del método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos se ha optimizado los costos de minado en los tajeos Farallón y Santa Rosa en la Unidad Minera Raura - Huánuco.

4.3. CÁLCULO DE COSTOS DE MINADO, CON MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE SUB LEVEL STOPPING CON TALADROS LARGOS.

1. Costos de minado.

Para determinar el costo de minado se evalúa desde su preparación del bloque del yacimiento hasta puesto en los echaderos principales, a continuación, se determinará los costos unitarios tales como: perforación, voladura, ventilación, sostenimiento, limpieza y acarreo ver Anexo 2.



Tabla 23. Costos de perforación.

Aspectos Tecnicos de Perforacion			
Longitud de barra 10'	3.05	mts	\$/ Totales
Altura /Corte.	12.5	mts	
tonelaje perforado/seccion	152	ton/seccion	
Ratio	4.6	M/m-perforado	
Tonelaje roto por taladro	83	Ton.	
Rendimiento de perforacion / Jumbo	5000	mts/mes	
Metros Perf./hr	13.7	metros/hr	
Metros Perf./secc	33.1	metros/secc	
Metros Perf./gdia	96.2	metros/gdia	
Metros Perf./Corte	4729	metros/Corte	
tiempo de perf./Corte	344	Hrs/Corte	
Costo de Perforacion Jumbo	10.5	\$/m.	49,654.66
Costo Accesorios de perforacion	0.4	\$/Hr	
Costo Aceros de perforacion	0	\$/Hr	
costo de EPP	0.15	\$/Hr	2.10
Costo de mano de obra de perf. + 1 /	9	\$/Hr	130.00
			49,786.76
Costo Unitario US\$/Tm			2.29

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 24. Costos de voladura

Aspectos Tecnicos de Voladura			
Anfo (1.50 kg/mt)	2.7	kg/mt	
Gelatina Especial 75%X1.1/8"X8"(CJX1)	1	unid/tal	
Fanel	1	unid/tal	
Cordon detonante	20	mts/seccion	
Guias de seguridad ensamblada	1	unid/seccion	
mecha rapida	0.01	mts/seccion	
Eficiencia de voladura	0.9		
tiempo de carguio (2secc/3hrs)	0.67	secciones/hr	
tiempo de carguio/gdia	3	hrs/gdia	
Nro de Secciones/Disp.	3	secc/disp.	
Metros perf./secc.	33	mts/secc.	
Tonelaje roto/disp.	457	ton	
Tiempo de carguio /Corte	95	Hrs/Corte	
Tiempo de carguio /Block	606	Hrs/Block	
		Dias/Block	
numero de Secciones /Block	940.9335	Secc./Block	
	0.158406	Años/Block	
Anfo (1.50 kg/mt)	149	Kg/disparo	175.78
Gelatina Especial 75%X1.1/8"X8"(CJX1)	24	unid/disparo	14.29
Fanel de 15 mts	24	unid/disparo	32.89
Cordon detonante	10	mts	2.87
Guias de seguridad ensamblada	2	unid	3.40
mecha rapida	0.25	mts	
costo de EPP	0.15	\$/Hr	1.35
Costo de mano de obra operador + 2 ay	6.5	\$/Hr	58.50
			289.08
Costo Unitario US\$/TMS			0.63

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 25. Costos de acarreo

Aspectos técnicos de acarreo:			
P.E. Material fragmentado	2.72	ton/m3	
capacidad scoop (4.2 yd3)	6.99	ton/cuchara	
tiempo neto de acarreo	6	hrs/gdia	
tiempo neto de desate antes del acarreo	0.5	hrs/gdia	
capacidad volquete	24	ton/volquete	
Numero de Viajes/volquete-gdia	3	vijes/volq.-gdia	
Ciclo/volquete (tajo-Planta)	0.50	viajes/hr	
produccion de tajo/gdia	73	ton/volq-gdia	
	220.10	ton/3 volq-gdia	
Rendimiento Real del Scoop 4.2 y3	55.03	TM/h	
Costo de limpieza Scoop de 6.0 yd3	154	\$/hr	
Accesorios (Materiales de Mtto), Combustible, Llanta, Lubricantes (Scoop)	0	\$/Hr	
	0	\$/Hr	
Costo de transporte/volq. (7.27km: s/.13.	22.64	\$/Hr	
Rendimiento (14.88 Cucharas/Hr)	36.68	Ton/Hr	
Limpieza/guardia	220.10	Ton/gdia	
Tiempo de limpieza/Corte	593.00	Hrs/Corte	
Costo de Limpieza Scoop 4.2 yd3	154	\$/Hr	45,661.05
Accesorios (Materiales de Mtto), Combustible, Llanta, Lubricantes (Scoop)	0	\$/Hr	
	0	\$/Hr	
costo de EPP	0.15	\$/Hr	44.48
Costo de mano de obra del operador Scoop	65	\$/Hr	19,272.52
			64,978.05
Costo Unitario Acarreo Scoop 4.2 yd3 US\$/Tm			2.99

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 26. Costos de relleno

Aspectos técnicos de relleno:			
P.E. Material fragmentado	2.72	ton/m3	
Factor de compactacion	0.87		
capacidad scoop (4.2 yd3)	6.99	m3/cuchara	
tiempo neto de acarreo	6	hrs/gdia	
Costo de relleno Scoop de 4.2 yd3	138.6	\$/hr	
Accesorios (Materiales de Mtto), Combustible, Llanta, Lubricantes	0	\$/hr	
	0	\$/Hr	
EPP	0.15	\$/ton	
Mano de obra	65	\$/hr	
Rendimiento	55.03	Ton/Hr	
Tiempo de Relleno/Corte	307.23	Hrs/Corte	
Costo de relleno Scoop de 4.2 yd3	138.6	\$/Hr	21,291.10
Accesorios (Materiales de Mtto), Combustible, Llanta, Lubricantes	0	\$/Hr	0.00
	0	\$/Hr	0.00
costo de EPP	0.15	\$/Hr	23.04
Costo de mano de obra del operador	65	\$/Hr	9,985.00
			31,299.14
Costo Relleno US\$/TMS			1.44

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 27. Costos de preparación

Aspectos técnicos de Preparación:			
Longitud de avance/Guardia	3.46	mts/gdia	
Longitud de avance/Dia	6.91	mts/dia	
	mts	s/mts	
Preparacion de Rampa (4.50x4.00)	930	2403.86	685,762.37
Preparacion de Galeria(3.50x3.50)	200	2225.39	136,526.99
Preparacion de By Pass (3.50x3.50)	200	2225.39	136,526.99
Prep. de Vent. ext. (9 vent.) 3.50x3.50	120	2225.39	81,916.20
Prep. de Subniveles (3 interm.)3.50x3.50	600	2225.39	409,580.98
Prep. de cám. de carguio (4 cam.)4.50x4.00	120	2289.35	84,270.46
Prep. de Ref. (48 Ref. Pers-telem.)2.0x2.0	96	934.20	27,510.10
Prep. de CH (2 RB: Ventilacion y relleno)	266	1265.00	336,490.00
metraje total	2532		1,898,584.10
Costo Preparacion US\$/Tm			11.83

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28. Costos de sostenimiento

Aspectos técnicos de Sostenimiento:			
mallas electrosoldada	22.15	s/mts	
Split	28.33	s/mts	
Perno	56.38	s/mts	
	Ratios		
mallas electrosoldada - Rampa (4.50x4.00)	10.59	m2/m	20,070.99
Split - Rampa (4.50x4.00)	7.65	pz/m	18,538.61
Pernos - Rampa (4.50x4.00)	4.00	pz/m	45,035.68
mallas electrosoldada Galeria(3.50x3.50)	8.59	m2/m	11,670.11
Split Galeria(3.50x3.50)	6.47	pz/m	11,244.82
Malla Elect. - By Pass (3.50x3.50)	8.59	m2/m	11,670.11
Split - By Pass (3.50x3.50)	6.47	pz/m	11,244.82
mallas elect. Vent. ext. (9 vent.) 3.50x3.50	8.59	m2/m	7,002.07
Split - Vent. ext. (9 vent.) 3.50x3.50	6.47	pz/m	6,746.89
Malla Elect. - Subniv. (3 interm.)3.50x3.50	8.59	m2/m	35,010.33
Split - Subniveles (3 interm.)3.50x3.50	6.47	pz/m	33,734.45
pernos - cám. de carguio (4 cam.)4.50x4.00	4.00	pz/m	8,301.51
Prep. de Ref. (48 Ref. Pers-telem.)2.0x2.0	0.00	pz/m	
Malla - Camara RB(2 RB: Ventilac. y relleno)	200.00	m2/m	1,358.85
Split - Camara RB(2 RB: Ventilac. y relleno)	160.00	pz/m	1,390.27
			223,019.50
Costo Unitario Sostenimiento US\$/Tm			1.39

Fuente: Elaboración propia



Tabla 29. Costos de Ventilación

Ventilacion / Servicios (Explotacion Total)			
	Medida	Cantidad	S./ Totales
Infraestructura			
Construccion de Tolva Electrohidraulica	Und	1	13655.96788
Barrera para Relleno	Und	33	0
Ventiladores para el Tajo + Avances	Hrs	1814.7	12974.90104
Mangas de Ventilacion Tajos + Avances	Mts	1450	21779
Tuberia 1"	Mts	1450	11165
Tuberia 2"	Mts	1450	23925
Tuberia 4"	Mts	1450	84455.25
Cable Ekectrico	Mts	1450	99687.5
Descansos con escaleras en caminos	Pza	50	7157.765
Subtotal Infraestructura			274800.3839
Costo Unitario US\$/TMS			0.53

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30. Costos de herramientas.

Herramientas	Medida	Cantidad	S./ Totales
Atacador	Und	1	1.5
Conexiones	Und	1	0.45
Cinta y Grampa Vand-IT	Und	1	0.27
Comba de 6 lbs.	Und	1	0.21
Cucharilla	Und	1	0.36
Escalera	Und	1	0.57
Escalera de Aluminio	Und	1	2.78
Juego de Barretilla Aluminio 6' ,8', 10'	Und	1	6.75
Cargador de anfo Penverty	Und	1	23.72
Manguera antiestática (m)	Und	1	0.85
Ensunchadora	Und	1	2.98
Lampa	Und	1	0.53
Llave stilson de 18"	Und	1	0.54
Llave stilson de 14"	Und	1	0.41
Corvina	Und	1	1.64
Punta	Und	1	2.21
Formon	Und	1	0.26
Arco de Sierra	Und	1	0.19
Hoja de Sierra	Und	1	0.68
Pico	Und	1	0.48
Pintura (Gal)	Und	1	3.5
Punzon de Cebo	Und	1	0.13
Soga de 15 Kg	Und	1	1.89
Sacabarreno	Und	1	0.33
Tubo PBC 1 1/2" x 3"	Und	1	1.86
Sisaya	Und	1	0.42
Thinner	Und	1	1.017
Gas (contenido)	Und	1	1.2
Soplete a Gas	Und	1	0.42
Radio (W.T.)	Und	1	45.94
Bateria para radio	Und	1	1.31
Rondana ó Pasteca	Und	1	9.37
Cable de acero de 1/2" (m)	Und	1	0.31
Cable de acero de 3/8" (m)	Und	1	0.278
Linea de vida (Cable de 1/2 "Ø = 50 m.)	Und	1	0.20
Clavos de 4" de diam.	Und	1	0.23
			115.78
Costo Unitario US\$/TMS			0.08

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 31. Costos de implementos de seguridad.

Implementos Seguridad			
Implementos de Seguridad	Medida	Cantidad	S./ Totales
Ropa de agua Punto Azul	jgo	2	0.89
Bota de jebe	par	12	5.71
Lentes de seguridad	pza	12	6.6
Guante de jebe	par	12	11.61
Mameluco con cintas fosforescentes	pza	12	6
Protector con portalámpara	pza	12	1.60
Tafilete para protector	pza	12	1.77
Respirador Survivor	pza	12	7.23
Filtro de respirador P100	pza	4	12.47
Correa de seguridad	pza	12	0.64
Tapón para oído	pza	12	2.53
Lámpara Minera	pza	4	5.32
Cargador de lámpara	pza	4	1.74
Repuestos y mantenimiento lámparas			1.59
Orejera/protector auditivo	pza	3	2.1
Mochila explosivos	pza	4	9
Subtotal Implementos de Seguridad			76.80
Costo Unitario US\$/TMS			0.05

Fuente: Elaboración propia

Costo total de mina.

Viene a ser la suma de todos los costos vistos: perforación, voladura, Limpieza y transporte, labores de preparación y relleno Hidráulico, servicios auxiliares y planilla.

COSTO POR METODO DE EXPLOTACION	21,22 \$/Tm
--	--------------------

Tabla 32. Resumen de costos unitarios de Sublevel Stopping

RESUMEN POR ACTIVIDAD	US\$/Tm
Costo Unitario Perforacion US\$/TMS	2.29
Costo Unitario Voladura US\$/TMS	0.63
Costo Unitario Sostenimiento US\$/TMS	1.39
Costo Unitario Limpieza y Acarreo US\$/TMS	2.99
Costo Unitario Relleno US\$/TMS	1.44
Costo Unitario Preparacion US\$/TMS	11.83
Costo Unitario Ventilacion Servicios US\$/TMS	0.53
Costo Unitario Implementos + Herramientas US\$/TMS	0.13
Costo del Metodo de Explotacion	21.22

Fuente: Elaboración propia

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS COMPARATIVOS

Según el análisis de resultados de los costos de minado aplicando el método de corte relleno ascendente convencional vs el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos, se demuestra la alta rentabilidad de este sistema

Tabla 33. Resultados comparativos de costo de explotación

Método de explotación	COSTO US\$/TMS
Corte Relleno Ascendente	27.74
Sub Level Stopping Taladros Largos	21.22
Optimizacion de costos de minado	6.52

Fuente: Elaboración propia

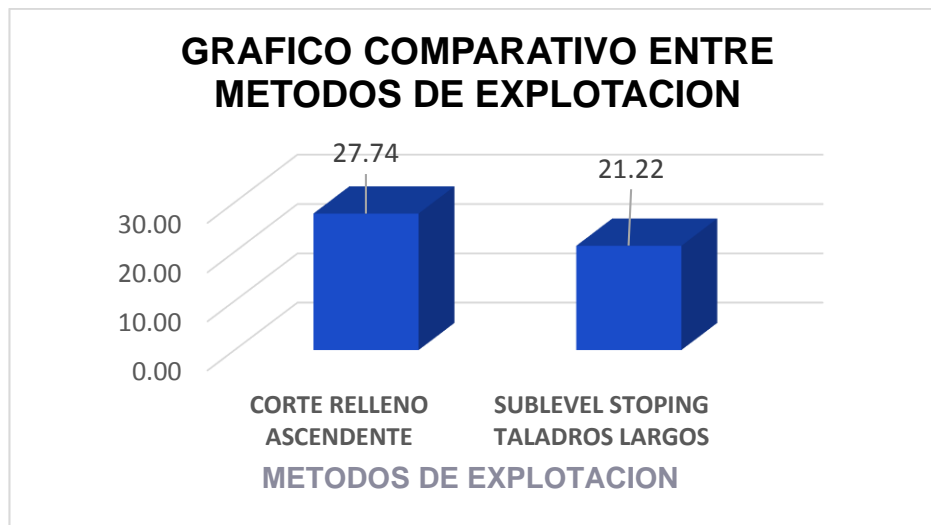


Figura 19. Gráfico comparativo de costos de métodos de explotación

Fuente: Elaboración propia



4.5 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Según los antecedentes de la investigación Tintaya, J. (2 002), en su tesis *Optimización de costos de minado en labores de desarrollo de la Unidad Minera Andaychagua – Cia Volcan S.A.* Concluye que los resultados de la optimización en la etapa actual demuestra que se logró los objetivos trazados en asignación óptima de los recursos se logró reducir los costos teniendo como ahorro frente a lo que se gastaba antes en una operación de rampa se logró reducir de 270.11 dólares a 181.79 dólares, teniendo un ahorro de 88.32 \$/m y en By Pass se logró reducir de 264.14 dólares a 175.61 dólares que presenta un ahorro de 88.53 \$/m.

Según el análisis del presente estudio de investigación los resultados de la optimización de los costos de minado de los métodos de explotación de corte y relleno ascendente convencional de 27.74 US\$/TMS y el método de sublevel stoping con taladros largos a 21.22 US\$/TMS, se demuestra claramente que el más rentable es el método de sublevel stoping con taladros largos. TMS haciendo una diferencia de 6.52 US\$/TMS en la Unidad Minera Raura - Huánuco.



CONCLUSIONES

Aplicando el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos los costos de minado se han optimizado de 27,74 US\$/Tm a 21,22 US\$/Tm, con una diferencia de 6,52 US\$/Tm en la Unidad Minera Raura - Huánuco.

Mediante la aplicación del método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional en los tajeos Farallón y Santa Rosa se ha determinado un costo de minado de 27,74 US\$/TMS en la Unidad Minera Raura - Huánuco.

Con el método de explotación de Sub Level Stopping con Taladros Largos, los costos de minado se han optimizado a 21,22 US\$/TMS en los tajeos Farallón y Santa Rosa en la Unidad Minera Raura - Huánuco.



RECOMENDACIONES

Se recomienda a la Unidad Minera Raura - Huánuco, que en los Tajeos de explotación se debe utilizar el método de Sub Level Stopping con Taladros Largos por ser altamente rentable y de mayor productividad.

Para minimizar los esfuerzos inducidos generados por el propio minado se tiene que rellenar las áreas vacías. La zona encajonante (caja piso y techo) están expuestos a desprendimiento de rocas por efecto de la voladura y relajamiento a causa del vacío generado. Su control depende de la velocidad de relleno.

Se recomienda la capacitación constante al personal de producción en manejo de equipos y maquinaria para el cumplimiento de los objetivos planteados por la Unidad Minera Raura - Huánuco.

En la perforación se debe controlar la vida útil de los aceros, tener mayor control en los ángulos de desviación y cumplir con el mantenimiento preventivo de los equipos.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Bieniawski, (1989), *"Engineering Rock Mass Classifications"*, A Wiley-Interscience,
- Cámac, (2005). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas. FIM-UNA. Puno.*
- Carreón, (2001), *Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael.* Universidad Nacional del Altiplano – Puno.
- Chahuares, (2012), *Nuevo Diseño de Malla de Perforación y Voladura en el Proyecto de Explotación y Desarrollo, Mina El COFRE.*
- Chambi, (2011), *Optimización de Perforación y Voladura de la Rampa 740 – Unidad Vinchos – VOLCAN S.A.A. Cerro de Pasco.*
- Exsa, (2001). *Manual Práctico de Voladura Edición Especial. Perú.*
- Famesa explosivos, (2008). *"Seguridad asociada a la manipulación y uso de explosivos en mina subterránea."*
- Frisancho, (2006), *Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea.*
- Lupaca, (2009). *Costos Unitarios en Operaciones Mineras Subterráneas.*
- López, (2003), *Evaluación de energía de los explosivos mediante modelos termodinámicos de detonación.*
- López, (1944), *Manual de Perforación y Voladura de rocas,* Instituto Geológico y Minero de España.
- Lozano, (2 005), tesis *Método de explotación por Corte y Relleno Ascendente mecanizado Mina Animón Chungar S.A.C. - Cerro de Pasco.*
- Luque, (2001), tesis *Mecanización y explotación de cuerpos mineralizados aplicando Corte y Relleno Ascendente CIA. Minera Atacocha.*
- Muñoz, (2012), *Modelo de Costos para la Valorización de planes Mineros.*



Muñoz, (2006), tesis *“Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000TMD a 3000TMD”*,

Jaúregui, (2003), *Reducción de los Costos Operativos en Mina, Mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura.*

Rodríguez, (2011), *Mejoramiento de Operaciones Unitarias de Labores de Desarrollo en Minería Subterránea Convencional Unidad Minera el COFRE - PUNO*

Tintaya, (2002), tesis *Optimización de costos de minado en labores de desarrollo de la Unidad Minera Andaychagua – Cia Volcan S.A.*

Valeriano, (2002), tesis *Planeamiento y producción aplicado al método Sub Level Stoping,*

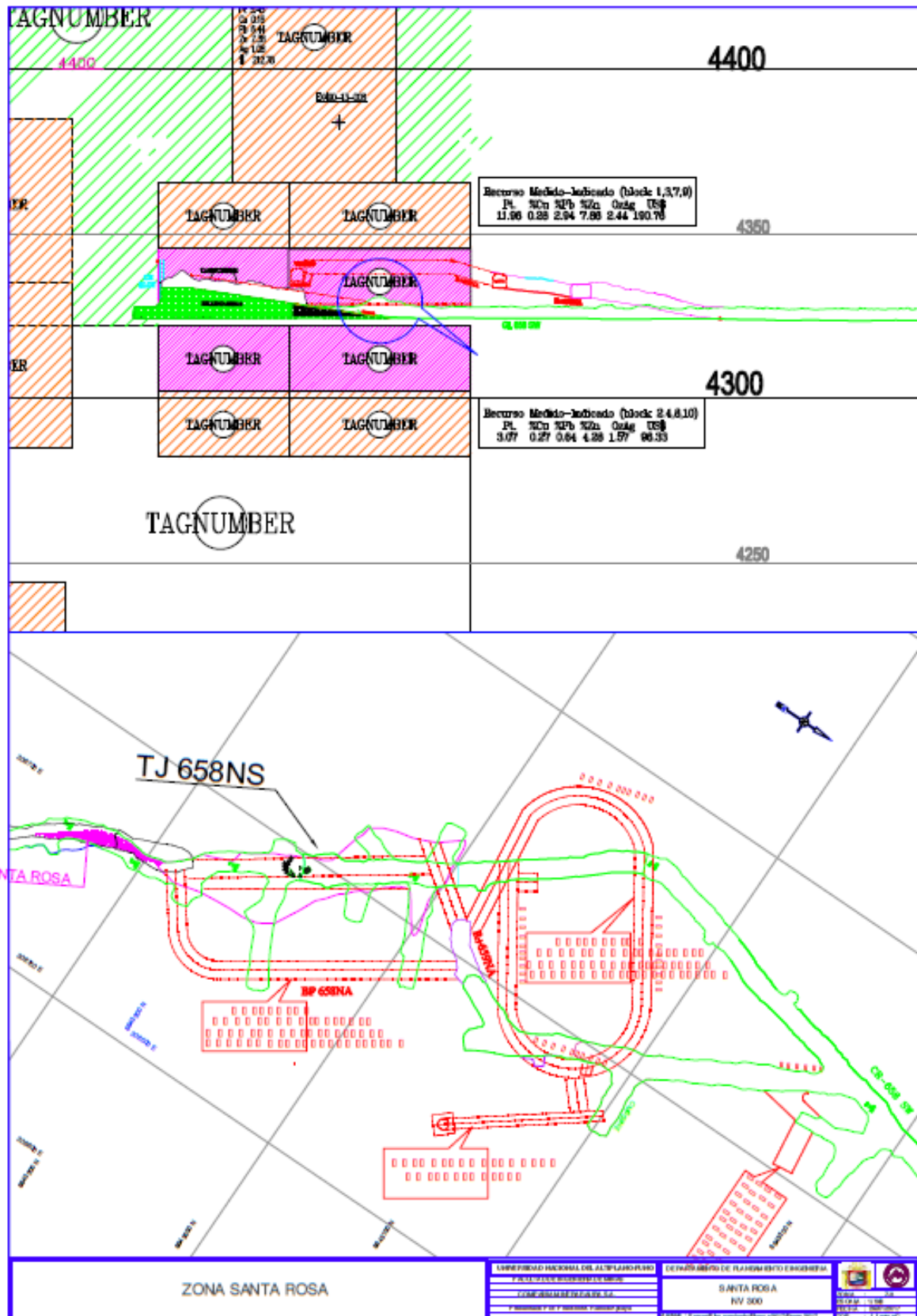
Zevallos, (2003), tesis *Aplicación del método de Corte y Relleno Ascendente en vetas angostas, mina Arirahua,*



ANEXOS

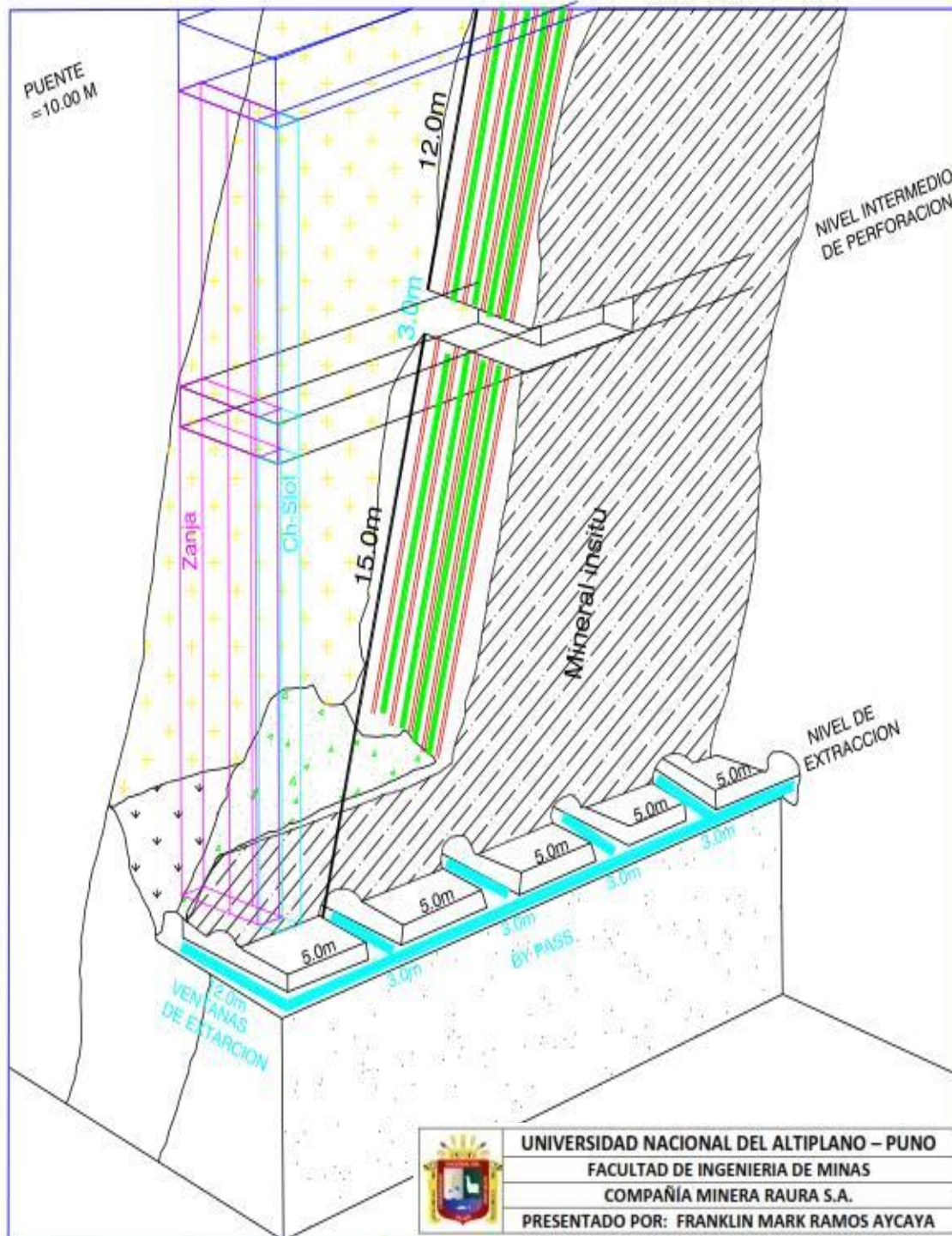


ANEXO-1 METODO DE MINADO





ANEXO N° 2: Detalle del plan de producción





ANEXO N° 3: Plano de ubicación de la Unidad Minera Raura

