

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica




TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Análisis del impacto de la dilución en el método de explotación
de taladros largos en vetas angostas para incrementar la
rentabilidad de la operación minera subterránea**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de minas


Elaborado por

Miguel Angel Calderón Henríquez

 0009-0007-3139-3360

Asesor

MBA. Carmelo Condori Cupi

 0009-0004-3332-5271

LIMA – PERÚ

2023

Citar/How to cite	Calderón Henríquez [1]
Referencia/Reference	[1] M. Calderón Henríquez, “ <i>Análisis del impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas para incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea</i> ”. [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2023.
Estilo/Style: IEEE 2020)	

Citar/How to cite	(Calderón, 2023)
Referencia/Reference	Calderón, M. (2023). <i>Análisis del impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas para incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Agradecimientos

A mis padres que siempre inculcaron en mí valores y el deseo de salir adelante. A la Universidad Nacional de Ingeniería, mi alma mater, de la cual siempre me sentiré orgulloso.

Mi especial agradecimiento a mi esposa Cory Gonzales de la Vega, quien ha estado conmigo en todo momento y ha sido testigo de la sacrificada y emocionante labor que tiene un ingeniero de minas.

A Mac que me acompaña desde el cielo.

Finalmente, a todos mis amigos y colegas de los cuales he ido aprendiendo día a día en este largo camino de formación profesional.

Resumen

El cálculo de la dilución es una práctica que es realizada en muchas minas subterráneas en el Perú siendo un parámetro muy importante no solo para poder controlar la ley de mineral explotado, sino que también es uno de los parámetros importantes para la estimación de reservas minerales.

Actualmente muchas empresas mineras buscan no solamente reducir los costos de sus operaciones, sino que también buscan implementar y establecer parámetros de control, es ahí donde el autor del presente trabajo busca analizar el impacto de la dilución para el incremento de la rentabilidad del método de explotación de taladros largos en vetas angostas y de ese modo al ver el comportamiento de la rentabilidad cuando un tajeo es diluido para luego poder tomar decisiones en la operación.

Previamente el autor analiza la estabilidad de la caja techo de un tajeo en la zona sur de veta Ángela mediante el método gráfico de estabilidad para verificar que las dimensiones de los tajeos propuestos no se encontrarán en un escenario de potencial colapso.

El análisis de rentabilidad que realiza el autor consiste en realizar un plan de minado para labores de preparación y labores de explotación usando diferentes valores de dilución en un Tajo de vetas angostas para finalmente comparar los resultados del Valor Presente Neto (VPN) y poder analizar el incremento de la rentabilidad.

Palabras claves — Dilución, costos, rentabilidad, estabilidad, colapso, plan, tajo.

Abstract

The calculation of dilution is a practice that is carried out in many underground mines in Peru, being a very important parameter not only to be able to control the grade of exploited ore, but it is also one of the important parameters for the estimation of mineral reserves.

Currently, many mining companies seek not only to reduce the costs of their operations but also seek to implement and establish control parameters, it is there where the author of this work seeks to analyze the impact of dilution to increase the profitability of the mining method. long drill holes in narrow veins and in this way to see the behavior of profitability when a stope is diluted to later be able to make decisions in the operation.

Previously, the author analyzes the stability of the top box of a stope in the southern area of the Angela vein using the graphic stability method to verify that the dimensions of the proposed stopes will not be found in a potential collapse scenario.

The dilution analysis carried out by the author consists of carrying out a mining plan for preparation work and exploitation work using different dilution values in a narrow-veined stope to finally compare the results of the Net Present Value (NPV) and be able to find the maximum dilution value that makes the NPV zero.

Keywords — Dilution, costs, cost effectiveness, stability, collapse, plan, block.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	iv
Abstract	v
Introducción	xv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades	1
1.2 Descripción del Problema de Investigación	1
1.3 Objetivos del Estudio.....	2
1.3.1 Objetivo General	2
1.3.2 Objetivos Específicos	3
1.4 Hipótesis	3
1.4.1 Hipótesis General	3
1.4.2 Hipótesis Específicas	3
1.5 Operacionalización de Variables	3
1.5.1 Operacionalización de las Variables para el Objetivo General.....	3
1.5.2 Operacionalización de las Variables para el Objetivo Específico 1	3
1.5.3 Operacionalización de las Variables para el Objetivo Específico 2	3
1.6 Matriz de consistencia	4
1.7 Antecedentes referenciales	4
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	16
2.1 Marco Teórico	16
2.1.1 Método de Explotación Tajeo por Subniveles	16
2.1.2 Consideraciones de diseño	16
2.1.3 Desarrollo y preparación	17
2.1.4 Producción con taladros largos en paralelo	17

2.1.5	Dilución de mineral en el método de explotación Tajeo por Subniveles con Taladros largos.....	19
2.1.6	Dilución Externa	19
2.1.7	Evaluación Financiera	20
2.1.8	Técnicas de evaluación financiera.....	20
2.1.9	Método Gráfico de estabilidad.....	22
2.2	Marco Conceptual	29
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		31
3.1	Ubicación de la zona de estudio.....	31
3.2	Métodos de Minado	31
3.3	Zonas de caracterización del macizo rocoso	33
3.3.1	Zona Sur – Veta	34
3.3.2	Zona Sur – Caja Techo	35
3.3.3	Zona Sur – Caja Piso	36
3.4	Geología estructural y mineralización.....	36
3.5	Estabilidad de los tajeos mediante el método gráfico de estabilidad.....	36
3.5.1	Análisis de la Caja techo para el Escenario 1 usando el método gráfico de estabilidad	38
3.5.2	Análisis de la Caja techo para el Escenario 3 usando el método gráfico de estabilidad	51
3.5.3	Análisis de la Caja techo para el Escenario 4 usando el método gráfico de estabilidad	59
3.6	Labores mineras de avance por cuentas.....	64
3.7	Diseño de minado, programa de avances y producción para el método de Corte y Relleno Ascendente (CRC-B) Convencional en Breasting	65
3.8	Diseño de minado, programa de avances y producción para el método de Tajeo por Subniveles con Taladros largos para 15m de altura de corte.....	70

3.9	Diseño de minado, programa de avances y producción para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos para 9m de altura de corte	73
3.10	Costos por método de explotación	76
3.11	Valor Punto	77
Capitulo IV. Análisis y discusión de resultados		79
4.1	Cálculo del Flujo de Caja Anual y Valor Presente Neto (VPN).....	79
4.1.1	Flujo de Caja Anual y VPN para el método CRC-B usando el costo total	79
4.1.2	Flujo de Caja Anual para el método Tajeo por Subniveles con TL con altura de corte de 15m usando el costo total.	80
4.1.3	Flujo de Caja Anual para el método Tajeo por Subniveles con TL con altura de corte de 9m usando el costo total.	80
4.1.4	Flujo de Caja Anual para el método Tajeo por Subniveles con TL con altura de corte de 9m usando el costo mina.	84
4.2	Dilución de un tajo y costo de explotación	88
4.3	Contrastación de Hipótesis General	89
4.4	Contrastación de Hipótesis Específica 1.....	89
4.5	Contrastación de Hipótesis Específica 2.....	89
Conclusiones		91
Recomendaciones		92
Referencias bibliográficas.....		93
Anexos		1

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Reservas minerales del tajo 830E.....	7
Tabla 2: Comparativo de costos en labores de preparación y desarrollo para el tajo 830E .	8
Tabla 3: Material por remover para la preparación y desarrollo del tajo 830E	8
Tabla 4: Comparación de costos por tonelada de extracción	8
Tabla 5: Dimensiones del Tajeo 780NA.....	9
Tabla 6: Información para evaluación económica de los métodos de explotación Taladros largos y Corte y relleno ascendente.....	13
Tabla 7: Cronograma de preparación y explotación del TJ 560-3E para el método de Taladros largos.....	13
Tabla 8: Costos de Operación y Producción para los métodos Sublevel Stopping y Corte y Relleno Ascendente Convencional	14
Tabla 9: Interpretación de los resultados de cálculo del VPN.....	22
Tabla 10: Clasificación de valores RMR89.....	27
Tabla 11: Clasificación de valores de RQD (Deere, 1964)	28
Tabla 12: Interpretación del Índice Q (Barton, Lien y Lunde, 1974).....	29
Tabla 13: Valores de RQD promedio para la Zona Norte y Sur de veta Ángela	34
Tabla 14: Calidad del macizo rocoso en la veta - zona sur	35
Tabla 15: Calidad del macizo rocoso en la caja techo - zona sur.....	35
Tabla 16: Calidad del macizo rocoso en la caja techo - zona sur.....	36
Tabla 17. Dimensiones del tajeo por analizar para el método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos.....	37
Tabla 18 Densidad y peso específico de la roca encajonante en la zona de estudio	37
Tabla 19: Escenarios para el análisis de la Caja techo	38
Tabla 20: Cálculo del Q' modificado.....	38
Tabla 21: Esfuerzo vertical para el escenario 1.....	39

Tabla 22: Esfuerzo horizontal y esfuerzo inducido máximo para el escenario 1.....	41
Tabla 23: Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 1.....	41
Tabla 24: Diferencia de rumbo y buzamiento entre veta y falla.....	42
Tabla 25: Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 1.....	44
Tabla 26: Número de estabilidad y RH para el escenario 1.....	44
Tabla 27: Esfuerzo vertical para el escenario 2.....	46
Tabla 28: Esfuerzo horizontal y esfuerzo inducido máximo para el escenario 2.....	47
Tabla 29: Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 2.....	47
Tabla 30: Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 2.....	50
Tabla 31: Número de estabilidad y RH para el escenario 2.....	51
Tabla 32: Esfuerzo vertical para el escenario 3.....	53
Tabla 33: Esfuerzo horizontal para el escenario 3.....	54
Tabla 34: Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 3.....	54
Tabla 35: Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 3.....	57
Tabla 36: Número de estabilidad y RH para el escenario 3.....	58
Tabla 37: Esfuerzo vertical para el escenario 4.....	59
Tabla 38: Esfuerzo horizontal para el escenario 4.....	60
Tabla 39: Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 4.....	61
Tabla 40: Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 4.....	63
Tabla 41: Número de estabilidad y RH para el escenario 4.....	64
Tabla 42: Labores mineras de avance por cuentas.....	65
Tabla 43: Cronograma de avances en metros lineales para el diseño del método de CRC-B	67
Tabla 44: Cronograma de producción para el diseño de labores para el método CRC-B	69

Tabla 45: Programa de avances para el método de Tajeo por subniveles con altura de corte de 15m	72
Tabla 46: Cronograma de producción por año para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos - Altura de corte de 15m	72
Tabla 47: Cronograma de Avances para el diseño de método de Tajeo por subniveles con taladros largos con altura de corte de 9m	75
Tabla 48: Cronograma de producción para el Método de Tajeo por Subniveles con taladros largos para 9m de altura de corte	75
Tabla 49: Costos de labores de avance	77
Tabla 50: Costos para el método de CRC-B	77
Tabla 51: Costos para el método de Tajeo por Subniveles	77
Tabla 52: Valor punto en dólares por gramo (US\$/g) para oro (Au) y plata (Ag)	78
Tabla 53: Flujo de caja anual con costo total para el método de CRC-B.....	79
Tabla 54: VPN para el método de CRC-B usando el costo total	79
Tabla 55: Flujo de caja anual con costo total para el método de Tajeo por subniveles con TL de altura de corte de 15m	80
Tabla 56: VPN para el método de Tajeo por subniveles con TL con altura de corte de 15m usando el costo total.....	80
Tabla 57: Flujo de caja anual con costo total para el método de Tajeo por subniveles con TL con altura de corte de 9m y dilución de 30%.....	81
Tabla 58: VPN para el método de Tajeo por subniveles con TL con altura de corte de 9m usando el costo total y dilución de 30%	81
Tabla 59: VPN para dilución de 30% a 60% - costo total - rentabilidad 7%.....	82
Tabla 60: VPN para dilución de 65% a 100% - costo total - rentabilidad 7%.....	83
Tabla 61: VPN para dilución de 30% a 60% - costo mina - rentabilidad 7%.....	85
Tabla 62: VPN para dilución de 65% a 100% - costo mina - rentabilidad 7%.....	86

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Parámetros y pasos para dimensionar un tajeo usando el gráfico de estabilidad de Mathews	5
Figura 2: Parámetros para evaluación económica	6
Figura 3: VPN vs Ritmo de producción para el método de explotación de Tajeo por Subniveles	7
Figura 4: Comparativo de costos para los métodos de explotación Tajeo por Subniveles vs Corte y relleno ascendente para el tajeo 780 NA	10
Figura 5: Comparativo de margen de utilidad para los métodos de explotación Tajeo por subniveles vs Corte y relleno ascendente	11
Figura 6: Parámetros y pasos para dimensionar un tajeo usando el gráfico de estabilidad de Potvin (1988)	12
Figura 7: Comparación de Rentabilidad entre método de explotación Sublevel Stopping y Corte y relleno ascendente convencional.....	15
Figura 8: Condiciones para aplicación del método Tajeo por Subniveles	16
Figura 9: Trabajos para desarrollo y preparación.....	17
Figura 10: Esquema de producción del método de Tajeo por subniveles con taladros largos en paralelo.....	18
Figura 11: Características adicionales importantes del método de explotación Tajeo por subniveles con taladros largos.....	19
Figura 12: Bosquejo de la dilución externa presente en un tajeo	20
Figura 13: Técnicas de evaluación financiera	21
Figura 14: Radio Hidráulico.....	23
Figura 15: Gráfico de estabilidad modificado (N').....	23
Figura 16: Factor de esfuerzo en roca	24
Figura 17: Factor de orientación de discontinuidades	25

Figura 18: Factor de ajuste gravitatorio.....	26
Figura 19: Parámetros que permiten clasificación de RMR89.....	27
Figura 20: Ubicación de la zona de estudio	31
Figura 21: Esquema de método de minado de tajeo por subniveles con taladros largos	32
Figura 22: Esquema de método de minado de Corte y relleno ascendente	33
Figura 23: Tipos de litología presente en veta Ángela.....	34
Figura 24: Vista isométrica de la calidad del macizo rocoso de la veta Ángela en la zona sur	35
Figura 25: Roca encajonante de la zona de estudio	37
Figura 26: Dimensiones del tajeo y esfuerzo vertical y horizontal para los escenarios 1 y 2..	39
Figura 27: Modelo de Sheorey (1994) para estimar el valor de "k".....	40
Figura 28: Relación entre esfuerzo máximo inducido y esfuerzo vertical - escenario 1 ...	41
Figura 29: Factor A para el escenario 1	42
Figura 30: Factor B para el escenario 1	43
Figura 31: Factor C para el escenario 1	43
Figura 32: Gráfico de estabilidad modificado para el escenario 1	45
Figura 33: Relación entre esfuerzo máximo inducido y esfuerzo vertical - escenario 2 ...	47
Figura 34: Factor A para el escenario 2	48
Figura 35: Factor B para el escenario 2	49
Figura 36: Factor C para el escenario 2.....	50
Figura 37: Gráfico de estabilidad modificado para el escenario 2	51
Figura 38: Dimensiones del tajeo y esfuerzo vertical y horizontal para los escenarios 3 y 4 .	52
Figura 39: Relación entre esfuerzo máximo inducido y esfuerzo vertical para el escenario 3.	53
Figura 40: Factor A para el escenario 3	55
Figura 41: Factor B para el escenario 3	56
Figura 42: Factor C para el escenario 3.....	57
Figura 43: Gráfico de estabilidad modificado para el escenario 3	58
Figura 44: Relación entre el esfuerzo máximo inducido y el esfuerzo vertical - escenario 4 .	60

Figura 45: Factor A para el escenario 4	61
Figura 46: Factor B para el escenario 4	62
Figura 47: Factor C para el escenario 4	63
Figura 48: Gráfico de estabilidad modificado para el escenario 4	64
Figura 49: Vista longitudinal del diseño para CRC-B	66
Figura 50: Vista isométrica del diseño para el método de CRC-B.....	66
Figura 51: Vista longitudinal del secuenciamiento de producción para el método de CRC-B	70
Figura 52: Vista longitudinal del diseño de tajeo por subniveles con taladros largos para altura de corte de 15m	71
Figura 53: Vista isométrica del diseño para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos para altura de corte de 15m	71
Figura 54: Vista longitudinal del cronograma de producción para el método de explotación de Taladros largos por subniveles con altura de corte de 15m	73
Figura 55: Vista longitudinal para el método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos con 9m de altura de corte	74
Figura 56: Vista isométrica para el método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos con 9m de altura de corte	74
Figura 57: Vista longitudinal del secuenciamiento de producción para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos para una altura de corte de 9m.....	76
Figura 58: VPN vs Dilución evaluado a costo total - Tajeo por subniveles con taladros largos a 9m de altura de corte	84
Figura 59. VPN vs Dilución evaluado a costo mina - Tajeo por subniveles con taladros largos a 9m de altura de corte	87
Figura 60: VPN vs Dilución vs Costo Mina.....	88
Figura 61: VPN vs Dilución vs Costo total.....	88

Introducción

El contenido de la presente investigación se encuentra estructurado en cuatro capítulos, los cuales se detallan a continuación:

Las generalidades, descripción del problema, objetivos, hipótesis, operacionalización de las variables, la matriz de consistencia y antecedentes de la investigación son descritos en el capítulo I.

El desarrollo del marco teórico y conceptual en el que se explica los conceptos y palabras usadas en la investigación se ubica en el capítulo II.

En el capítulo III se desarrolla el trabajo de investigación en el cual se realiza los cálculos y procesamiento de datos.

Análisis y discusión de los resultados del análisis del impacto de la dilución para incrementar la rentabilidad se muestra en el capítulo IV.

Finalmente se detallan las conclusiones y recomendaciones de la investigación.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

En minería subterránea la dilución es un factor muy importante en la explotación de un tajeo de explotación, este factor no sólo puede hacer que las leyes de un tajeo se vean disminuidas, sino que también puede afectar la rentabilidad de un método de explotación.

Centrarnos únicamente en el cálculo de la dilución luego de la explotación de un tajeo no permite conocer la rentabilidad de la explotación debido a que esto requiere de un análisis a mayor profundidad utilizando la dilución, el plan de minado, leyes de mineral, costos, diseño del tajeo y los metros de infraestructura necesaria para la explotación.

Utilizar diversos valores de dilución permite obtener resultados distintos de Valor Presente Neto, lo que nos permitirá encontrar el valor de dilución máximo el cual hará que la explotación de un tajeo deje de ser rentable.

1.2 Descripción del Problema de Investigación

El método de explotación con taladros largos posee limitaciones en su aplicación en los diversos tipos de yacimientos o tipos de estructuras mineralizadas por características como la potencia de la veta, el emplazamiento, el buzamiento de la estructura y la calidad del macizo rocoso¹.

La dilución es un factor importante que afecta la rentabilidad de la explotación de un tajeo y comúnmente sólo es calculada, es necesario un análisis a mayor profundidad asociando su participación en la rentabilidad de un método de explotación.

En una veta angosta explotada mediante el método de taladros largos es necesario que los tajeos sean dimensionados con longitudes y alturas de corte suficiente para un alto aporte de tonelaje estas dimensiones la estabilidad, por lo que es necesario realizar previamente el análisis de estabilidad del tajeo.

¹ Macizo rocoso: Bloques de roca intacta afectada por discontinuidades o superficies de debilidad. (Gonzales de Vallejo y otros, 2002)

Las dimensiones de los tajeos obedecen a una infraestructura necesaria para la explotación, por lo que un exceso de metros lineales es las labores de preparación de los tajeos pueden ocasionar que la explotación no sea rentable.

El dimensionamiento de los tajeos con taladros largos en vetas angostas es otro factor que limitante para obtener un alto aporte de tonelaje por disparo debido a características intrínsecas durante el minado como la longitud y la altura de corte generando inestabilidad y resultados de dilución elevadas que definitivamente impactan negativamente en el valor del mineral y en la rentabilidad del método de explotación.

La presencia de voladizos está directamente relacionada también al incremento de la dilución. En vetas angostas los voladizos se ocasionan por las dimensiones de los subniveles, que por diseño operativo son mayores a la potencia de la veta. Para poner un ejemplo subniveles de ancho de 4.0m y ancho de veta de 2.0m ocasiona la presencia de voladizos aumentando el riesgo de obtención de diluciones elevadas.

Una dilución elevada ocasiona un deterioro en la calidad de mineral por la mezcla del material inerte proveniente de la sobre rotura, haciendo que los costos de explotación se incrementen debido al incremento del tonelaje de extracción por efecto de la sobre rotura, aunque se mantiene constante la cantidad de finos.

¿En qué medida la dilución de un tajo, aumenta el costo de explotación, creando un impacto negativo en la rentabilidad del método de explotación de taladros largos en vetas angostas?

¿En qué medida un análisis inadecuado de la estabilidad de la caja techo, no permite determinar las dimensiones de un tajeo?

¿Cuáles son las causas y consecuencias de un incorrecto cálculo de la altura de corte en la rentabilidad de la empresa?

1.3 Objetivos del Estudio

1.3.1 Objetivo General

Analizar el impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas para incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea.

1.3.2 *Objetivos Específicos*

- Analizar la estabilidad de la Caja Techo del tajeo de taladros largos en vetas angostas según las dimensiones propuestas usando el método gráfico de estabilidad para verificar el potencial colapso del tajeo con las dimensiones propuestas.
- Definir la altura de corte del tajeo de explotación mediante el análisis de rentabilidad del método de explotación.

1.4 Hipótesis

1.4.1 *Hipótesis General*

- El análisis del impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas permitirá incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea.

1.4.2 *Hipótesis Específicas*

- El análisis de la caja techo del tajeo de taladros largos en vetas angostas mediante el método gráfico de estabilidad permitirá verificar el potencial colapso del tajeo con las dimensiones propuestas
- El análisis de rentabilidad permitirá definir la altura de corte del tajeo de explotación.

1.5 Operacionalización de Variables

1.5.1 *Operacionalización de las Variables para el Objetivo General*

- Variable dependiente (V.D.): Incrementar la rentabilidad.
- Variable independiente (V.I.): Análisis del impacto de la dilución

1.5.2 *Operacionalización de las Variables para el Objetivo Específico 1*

- Variable dependiente (V.D.): Verificar el potencial colapso del tajeo
- Variable independiente (V.I.): Análisis de estabilidad de la caja techo

1.5.3 *Operacionalización de las Variables para el Objetivo Específico 2*

- Variable dependiente (V.D.): Definir la altura de corte

- Variable independiente (V.I.): Análisis de rentabilidad

1.6 Matriz de consistencia

La matriz de consistencia se puede ver en el Anexo 34.

1.7 Antecedentes referenciales

A continuación, se describen los antecedentes relacionados al tema de investigación, realizados en los ámbitos internacional, nacional y local.

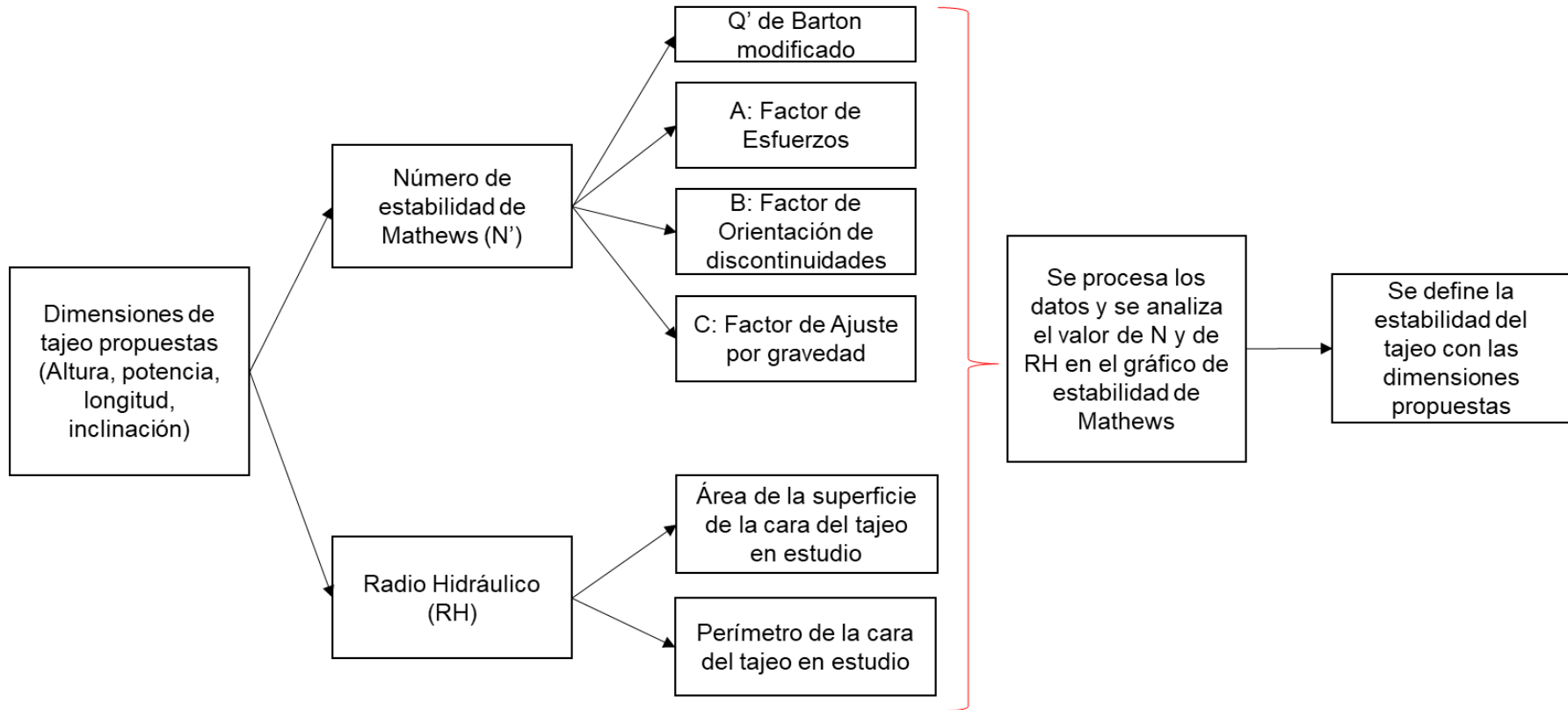
Muruaga, S. (2016), en la tesis “Selección de métodos de explotación para vetas Angostas”, define parámetros de diseño de tajeo favorables para el método de explotación de Tajeo por Subniveles en vetas angostas.

Para definir los parámetros de diseño Muruaga, S. (2016) utiliza el método gráfico de estabilidad de Mathews el cual está basado en el Número de estabilidad de Mathews y el Radio Hidráulico.

La Figura 1 muestra los parámetros y pasos necesarios para definir el diseño del tajeo.

Figura 1

Parámetros y pasos para dimensionar un tajeo usando el gráfico de estabilidad de Mathews

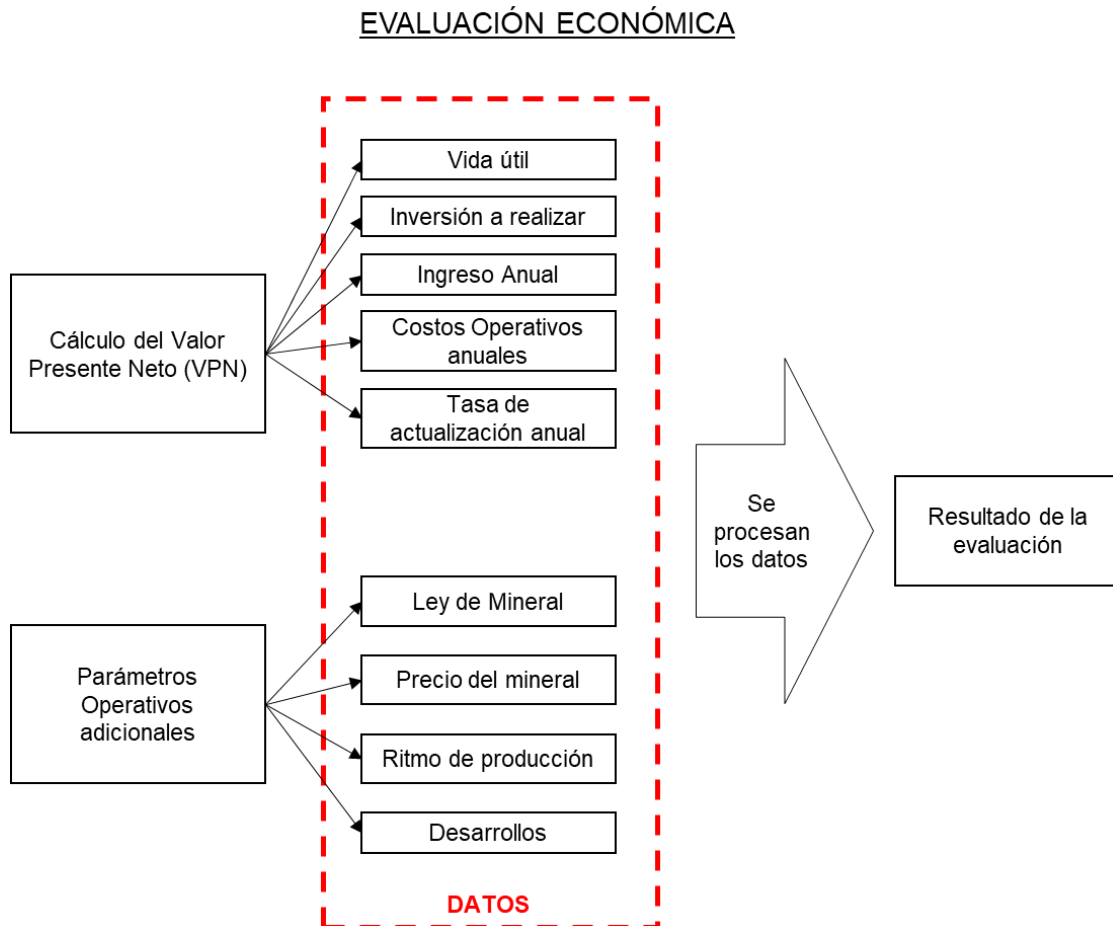


Fuente: Muruaga, S. (2016) . Selección de métodos de explotación para vetas angostas.

Muruaga, S. (2016) realiza la evaluación económica determinando el Valor Presente Neto (VPN) utilizando los parámetros que se muestran en la Figura 2

Figura 2

Parámetros para evaluación económica

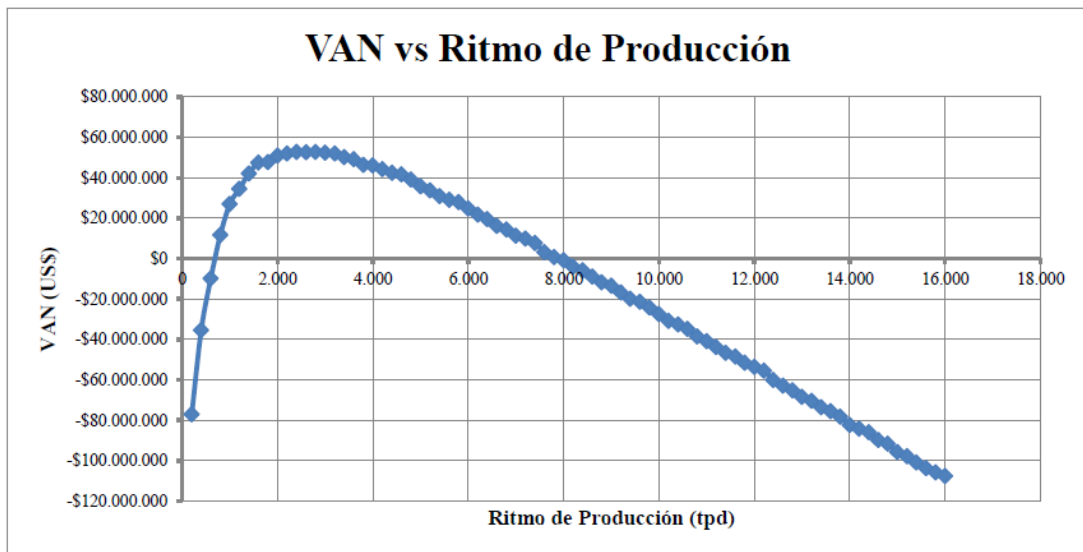


Fuente: Muruaga, S. (2016) . Selección de métodos de explotación para vetas angostas.

La evaluación económica realizada por Muruaga, S. (2016) da como resultado un ritmo de producción óptimo de asociado a un VPN cuyos valores se pueden observar en la Figura 3.

Figura 3

VPN vs Ritmo de producción para el método de explotación de Tajeo por Subniveles



Fuente: Muruaga, S. (2016) . Selección de métodos de explotación para vetas angostas.

Castillo, E. (2020), en la tesis “Implementación del método de sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la compañía Minera Bateas S.A.C.”, analiza el tajo 830E cuyas reservas minerales se muestran en la Tabla 1.

Tabla 1

Reservas minerales del tajo 830E

Labor	Toneladas	Ag (g/T)	Au (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	NSR (US\$/t)
Tajo 830E	213,746	93	0.11	4.88	5.44	187

Nota: Adaptado de (Castillo, 2020). Implementación del método de Sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la compañía Minera Bateas S.A.C.

Castillo, E. 2020 realiza una comparación en la longitud, costos de preparación, desarrollo y operación para los métodos de explotación de Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping (Tajeo por Subniveles).

La Tabla 2 muestra el comparativo de costos y longitud de labores para los métodos de Explotación de Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping.

Tabla 2*Comparativo de costos en labores de preparación y desarrollo para el tajeo 830E*

Tipo de Labor	Unidades	Corte y Relleno Ascendente	Sublevel Stoping
Desarrollo	m	1,005	416
	US\$	1,123,020	465,914
Preparación	m	891	1,471
	US\$	689,249	1,339,687
Total	m	1,896	1,887
	US\$	1,812,269	1,805,600

Nota: Adaptado de (Castillo, 2020). Implementación del método de sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la compañía Minera Bateas S.A.C.

Castillo, E. (2020) realiza una comparación del total de material por remover en la preparación y desarrollo del tajeo 830E. Esta comparación se muestra en la Tabla 3.

Tabla 3*Material por remover para la preparación y desarrollo del tajeo 830E*

Tipo de material	Unidades	Corte y Relleno Ascendente	Sublevel Stoping
Mineral	t	8,840	35,714
Desmonte	t	43,943	21,235

Nota: Adaptado de (Castillo, 2020). Implementación del método de sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la compañía Minera Bateas S.A.C.

Castillo, E. (2020) compara los costos operativos por tonelada de extracción de los métodos de explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping para el tajo 830E cuyos datos se muestran en la Tabla 4

Tabla 4*Comparación de costos por tonelada de extracción*

Ítem	Corte y Relleno Ascendente	Sublevel Stoping
Costo total (US\$)	6,432,423	4,501,429
Mineral Total (t)	213,746	213,746
Costo por tonelada de extracción (US\$/t)	30.09	21.06

Nota: Adaptado de (Castillo, 2020). Implementación del método de sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la compañía Minera Bateas S.A.C.

Castillo, E (2020) ,en su análisis, muestra que el tonelaje de desmonte el método de Sublevel Stoping (Tajeo por Subniveles) es menor que el tonelaje de desmonte en el método de Corte y Relleno Ascendente. Además, Castillo E. muestra que el método de

explotación de Sublevel Stopping presenta un menor costo por tonelada de extracción que el método de Corte y Relleno Ascendente.

Guerrero, L. (2015), en la tesis “Aplicación de Taladros largos en Vetas Angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA Nv. 200 – Flor de Loto – Compañía Minera Raura S.A.” calcula el margen de utilidad y el Valor Presente Neto en la comparación de los métodos de explotación Tajeo por Subniveles con Taladros largos y Corte y Relleno Ascendente. Para el análisis se estudia el tajeo 780NA cuyas características geométricas se muestran en la Tabla 5

Tabla 5

Dimensiones del Tajeo 780NA

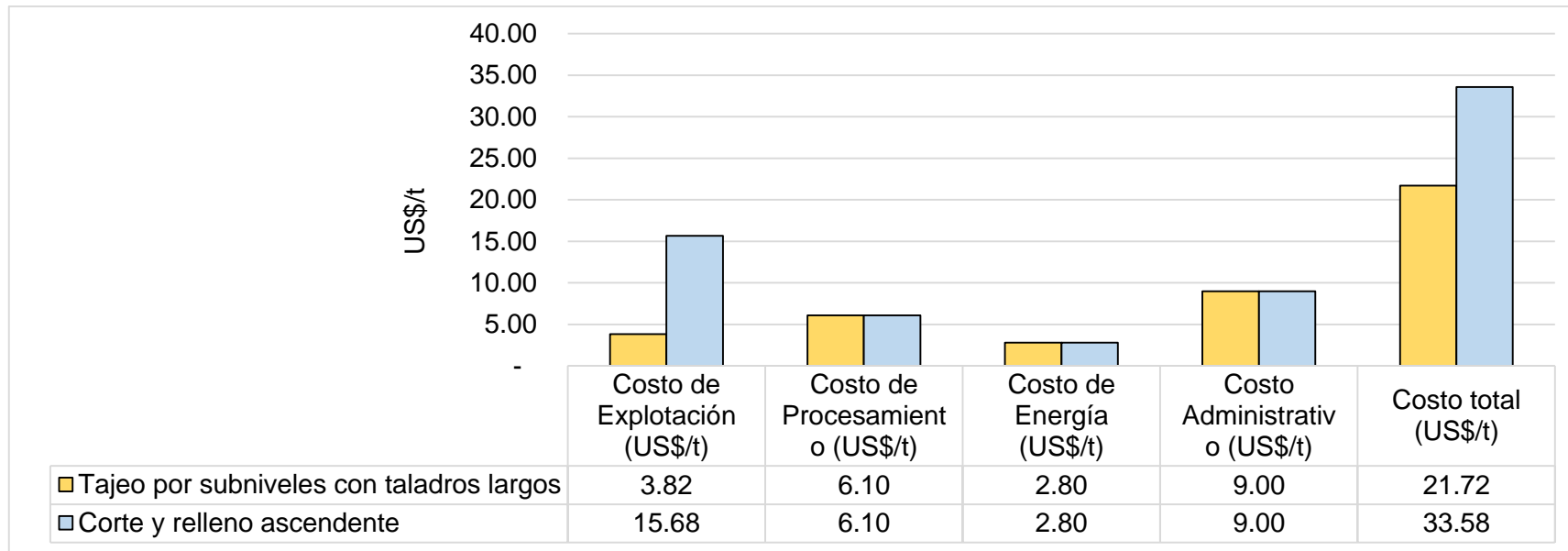
Ítem	Descripción
Longitud	680 m
Buzamiento	83°S
Potencia	0.10m – 1.20m
Altura	13 m

Nota: Adaptado de (Guerrero, 2015). Aplicación de Taladros largos en Vetas Angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA Nv. 200 – Flor de Loto – Compañía Minera Raura S.A.”

La Figura 4 muestra que el costo para el método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos es menor que el método de Corte y relleno ascendente. De la misma forma en la Figura 5 se muestra que el margen de utilidad en US\$/t del método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos es mayor que el método de Corte y relleno ascendente.

Figura 4

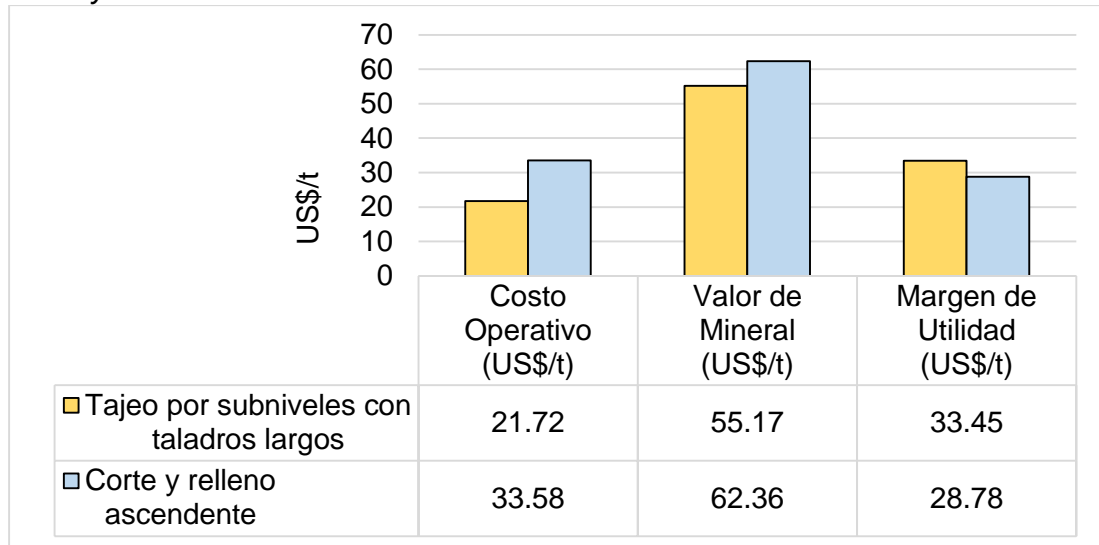
Comparativo de costos para los métodos de explotación Tajeo por Subniveles vs Corte y relleno ascendente para el tajeo 780 NA



Fuente: Guerrero, L. (2015) Aplicación de Taladros largos en Vetas Angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA Nv. 200 – Flor de Loto – Compañía Minera Raura S.A.”

Figura 5

Comparativo de margen de utilidad para los métodos de explotación Tajeo por subniveles vs Corte y relleno ascendente

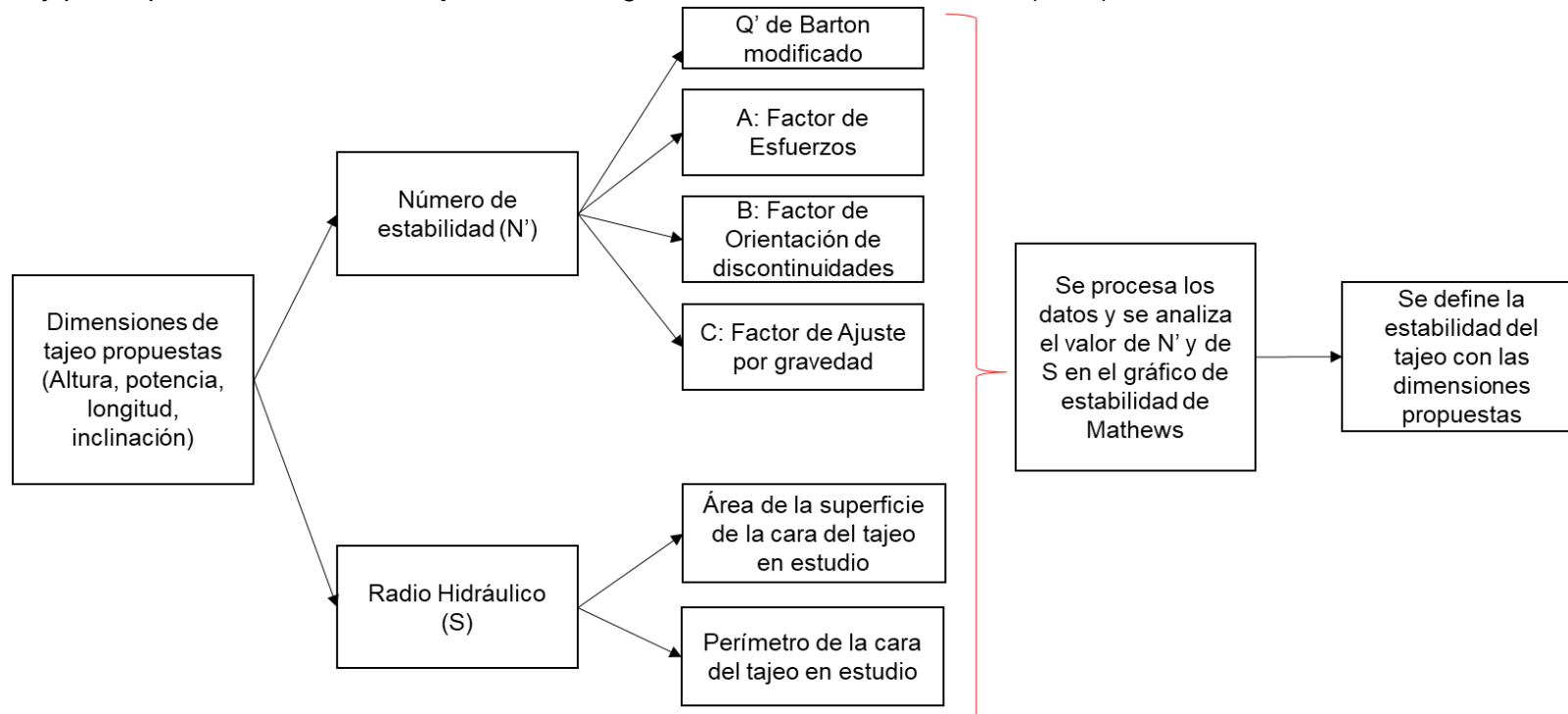


Fuente: Guerrero, L. (2015) Aplicación de Taladros largos en Vetas Angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA Nv. 200 – Flor de Loto – Compañía Minera Raura S.A.

Apaza, E. (2013), en la tesis “Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, Mina Huarón S.A.” realiza el dimensionamiento de tajeos mediante el método gráfico de estabilidad de Potvin (1988) en vetas con potencia de 3m, longitud de 30 a 40m, altura de corte de 20m, buzamiento de la caja techo de 79° y RMR de 53 donde concluye que para dichas condiciones la caja techo de los tajeos dimensionados con 30m y 40m de longitud son estables.

Figura 6

Parámetros y pasos para dimensionar un tajeo usando el gráfico de estabilidad de Potvin (1988)



Fuente: Apaza, E.. (2013) Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras – Pashsa, Mina Huarón S.A.

Antonio, W. (2017), en la tesis “Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso Mina Austria Duvaz – Morococha” realiza la evaluación económica del TJ 560-3E veta La Paz para los métodos de explotación Taladros Largos (Bench and Fill) y Corte y relleno ascendente, para esto utiliza la información que se muestra en la Tabla 6

Tabla 6

Información para evaluación económica de los métodos de explotación Taladros largos y Corte y relleno ascendente

Ítem	Taladros Largos (<i>Bench and Fill</i>)	Corte y Relleno Ascendente
Costo Minal (US\$/t)	6,432,423	4,501,429
Costo Total (US\$/t)	213,746	213,746
Ritmo de producción (t/mes)	30.09	21.06
Vida de tajo en meses	3	17
Tipo de periodo	mensual	mensual
Tasa de descuento anual	11%	11%
Tasa de descuento mensual	0.87%	0.87%
Inversión (US\$)	744,678.53	\$1,276,705.19
Valor de mineral (US\$/t)	108.23	

Nota: Adaptado de (Antonio, 2017). Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso Mina Austria Duvaz – Morococha.

Antonio, W. (2017), realiza evaluación económica del método Taladros largos (Bench and Fill) mediante el cálculo del Valor Presente Neto para lo cual elabora el cronograma de preparación y explotación del tajeo en evaluación, este cronograma se muestra en la Tabla 7

Tabla 7

Cronograma de preparación y explotación del TJ 560-3E para el método de Taladros largos

Ítem	Preparación			Explotación	
	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo
Producción mensual (t)	2,314.43	2,314.43	6,001.1	6,001.1	6,001.1
Ingresos (US\$)	250,501.77	250,501.77	519,622.77	519,622.77	519,622.77
Costos (US\$)	154,841.64	154,841.64	275,210.44	275,210.44	275,215.84
Flujo de Caja (US\$)	95,660.13	95,660.13	244,412.33	244,406.93	244,406.93

Nota: Adaptado de (Antonio, 2017). Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso Mina Austria Duvaz – Morococha.

La evaluación económica realizada por Antonio, W. (2017) trajo como resultado un Valor Presente Neto (VPN) de US\$ 807,268.54 para el método de explotación de Taladros

largos y un VPN de US\$ 480,292.22 para el método de Corte y relleno ascendente, concluyendo que el método de Taladros Largos es más rentable.

Carlos, I. & Rivera, E. (2016) en la tesis “Ventajas económicas de la implementación del método de explotación Sublevel Stopping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha” calcula los costos de operación (costo mina) y el costo total de producción para los métodos de explotación Sublevel Stopping y Corte y Relleno Ascendente convencional. Los costos calculados por Carlos, I. & Rivera, E. (2016) se muestran en la Tabla 8

Tabla 8

Costos de Operación y Producción para los métodos Sublevel Stopping y Corte y Relleno Ascendente Convencional

Centro de Costo	Sublevel Stopping	Corte y Relleno Ascendente Convencional
Costo de Operación (US\$/t)	19.71	37.25
Costo Total de producción (US\$/t)	57.1	75.15

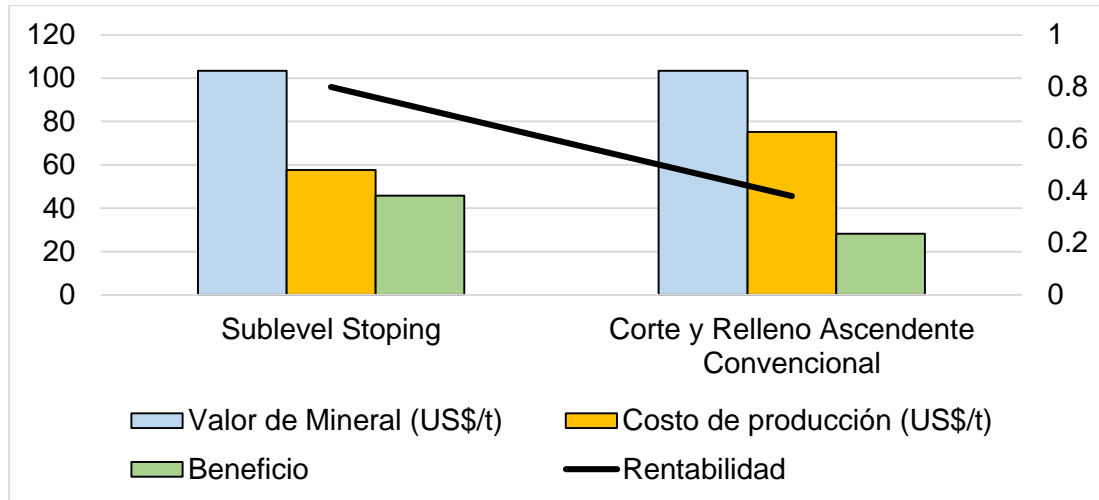
Nota: Adaptado de (Carlos & Rivera, 2016). Ventajas económicas de la implementación del método de explotación Sublevel Stopping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha.

Carlos, I. & Rivera, E. (2016) realiza el cálculo de la Rentabilidad para los métodos de explotación Sublevel Stopping y Corte y Relleno Ascendente Convencional mediante la Relación Beneficio / Costo. La Figura 7 muestra que el método de Sublevel Stopping posee mayor rentabilidad.

Carlos, I. & Rivera, E. (2016) concluye que la mayor rentabilidad del método de explotación Sublevel Stopping se debe al menor costo de explotación.

Figura 7

Comparación de Rentabilidad entre método de explotación Sublevel Stopping y Corte y relleno ascendente convencional



Fuente: Carlos, I., & Rivera, E. (2016). Ventajas económicas de la implementación del método de explotación Sublevel Stopping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha

Cuevas, J., & Paucarchuco, E. (2020) en la tesis “Mejora de la recuperación del mineral y control de la dilución de los métodos de minado Bench and fill y Sublevel Stopping con taladros largos, zona Hadas, de la Unidad Minera Raura” El investigador indica que a inicios del año 2016 el 100% de la mina fue mecanizada para el año 2018, el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado comprendía el 21% de aporte de mineral, el método de Sublevel Stopping con taladros largos el 68% y el aporte por avances 11%. Cuevas, J., & Paucarchuco, E. (2020) indica, en su investigación, que para el año 2019 se proyectó el incremento de la incidencia del método de explotación de Sublevel Stopping con 73% mientras que el método de Corte y Relleno redujo su incidencia a 12% y la incidencia de aporte de avances a 15%. El investigador concluye en su tesis que dado el 2019 existió mayor aporte de mineral del método de explotación Sublevel Stopping se logró producir un total de 996,335 toneladas, con un excedente de 7,385 toneladas respecto de lo planeado y un excedente de 8,962 toneladas respecto a lo producido en el año 2018.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco Teórico

2.1.1 Método de Explotación Tajeo por Subniveles

El método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral (Llanque & Navarro, 1999).

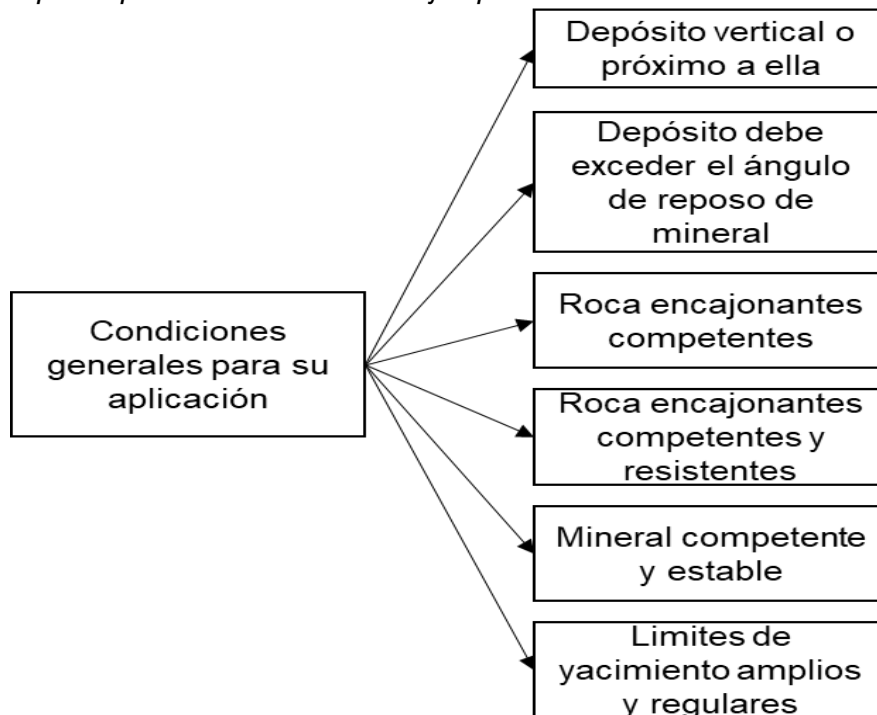
El minado se ejecuta desde los niveles para predeterminedar los intervalos verticales. Los subniveles son desarrollados entre los niveles principales; el mineral derribado con taladros largos o desde los subniveles, cae hacia la zona vacía y es recuperado desde los “draw-point” para luego transportarlo hacia la superficie (Llanque & Navarro, 1999).

2.1.2 Consideraciones de diseño

En la Figura 8 se muestran las condiciones generales para la aplicación del método de Tajeo por Subniveles.

Figura 8

Condiciones para aplicación del método Tajeo por Subniveles



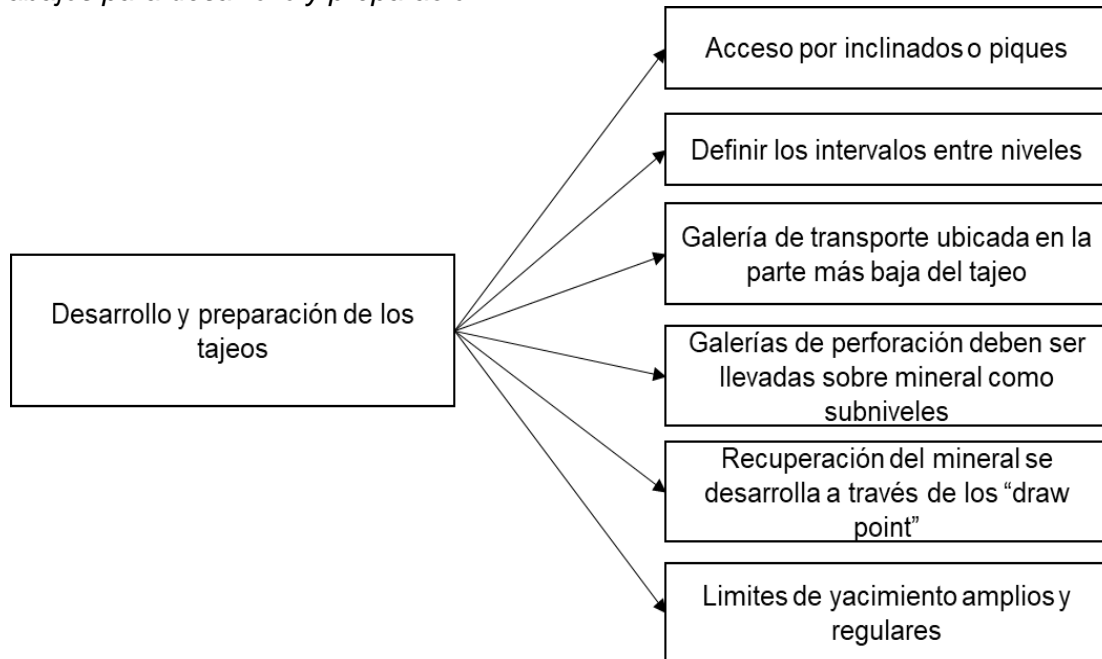
Fuente: Llanque, O., & Navarro, V. (Edits.). (1999). Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos. Puno

2.1.3 Desarrollo y preparación

En la Figura 9 se muestran los principales aspectos a tener en cuenta para el desarrollo y preparación de los tajeos

Figura 9

Trabajos para desarrollo y preparación



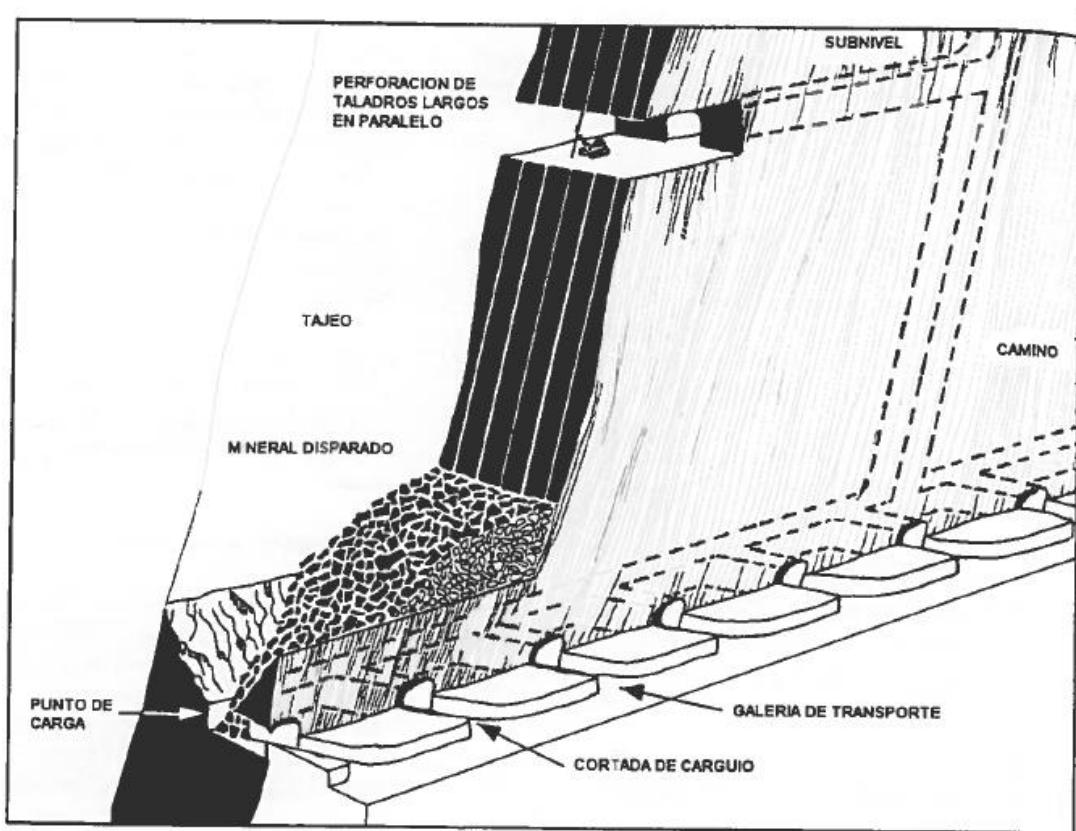
Fuente: Llanque, O., & Navarro, V. (Edits.). (1999). Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos. Puno

2.1.4 Producción con taladros largos en paralelo

La operación de perforación en subniveles se realiza exclusivamente por medio de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una profundidad apropiada. La voladura se comienza por abajo y se realiza en orden ascendente o lateralmente con salida a una cara libre (Llanque & Navarro, 1999). El esquema que grafica la infraestructura asociada al método de explotación de Tajeo por Subniveles con taladros largos se muestra en la Figura 10.

Figura 10

Esquema de producción del método de Tajeo por subniveles con taladros largos en paralelo

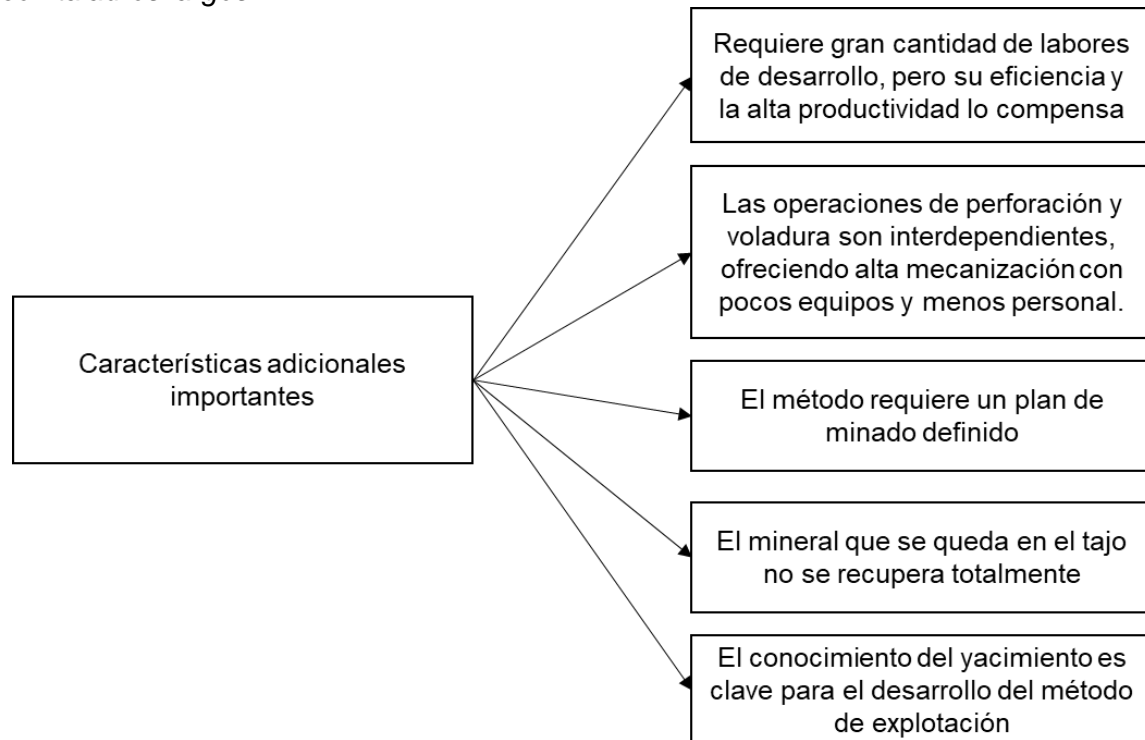


Fuente: Llanque, O., & Navarro, V. (Edits.). (1999). Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos. Puno

En la Figura 11 se menciona características adicionales importantes de acuerdo a Llanque & Navarro (1999).

Figura 11

Características adicionales importantes del método de explotación Tajeo por subniveles con taladros largos



Fuente: Llanque, O., & Navarro, V. (Edits.). (1999). Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos. Puno

2.1.5 Dilución de mineral en el método de explotación Tajeo por Subniveles con Taladros largos.

La dilución se define como el material de baja ley (desmonte o relleno) que es minado y procesado junto con el mineral reduciendo el valor de la ley que éste posee (Villaescusa, 2014, pág. 447).

Una de las ecuaciones más usadas para estimar el valor de la dilución es la que se muestra en la ecuación (1)

$$\text{Dilución} = \frac{\text{Tonelaje de desmonte minado}}{\text{Tonelaje de mineral minado}} \quad (1)$$

Villaescusa, E. (2014) define 3 tipos de dilución: Interna, Externa y Geológica. Para la presente investigación se toma en cuenta el concepto de dilución externa.

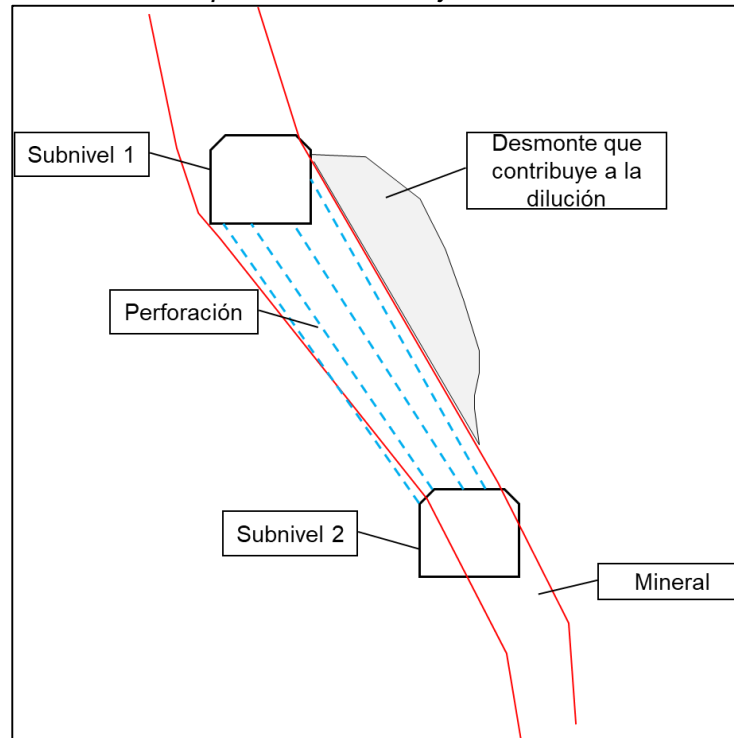
2.1.6 Dilución Externa

La Dilución externa (no planeada) ocurre cuando es posible que el mineral no económico sea perforado, volado, cargado, transportado y procesado junto con el mineral

planeado. El desmonte como roca o material de relleno de tajeos contribuyen a la dilución externa (Villaescusa, 2014). La Figura 12 presenta un bosquejo de la dilución externa presente en un tajeo.

Figura 12

Bosquejo de la dilución externa presente en un tajeo



Fuente: Elaboración propia

2.1.7 Evaluación Financiera

El estudio de la evaluación económica – financiera es la parte final de toda la secuencia de análisis de factibilidad de un proyecto para ver si la inversión propuesta será económicamente rentable (Escalona, 2010).

La rentabilidad de un proyecto se puede medir de muchas formas distintas: en unidades monetarias, en porcentaje o en tiempo que demora la recuperación de la inversión. Todas ellas se basan en el concepto del valor de dinero en el tiempo (Córdoba, 2011).

2.1.8 Técnicas de evaluación financiera

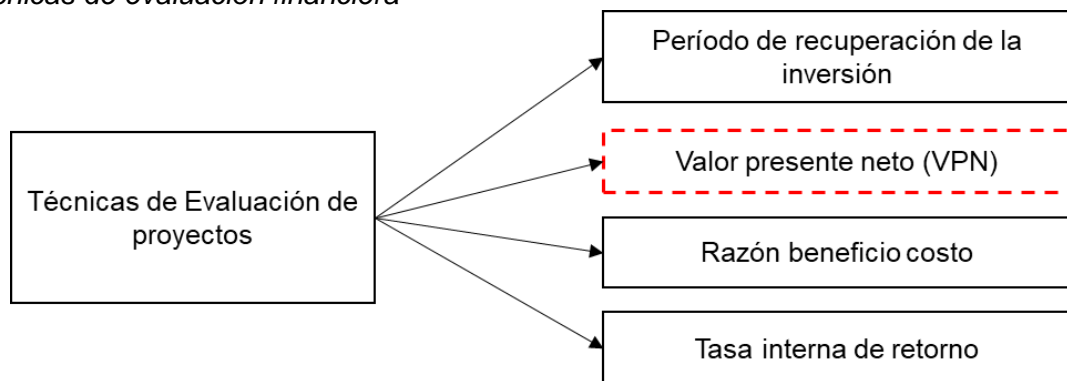
En el marco financiero se estudian los elementos financieros a ser considerados en un proyecto de inversión como resultado de operaciones netamente contables, mostrando

las proyecciones del proyecto en materia de ingresos y egresos a través del tiempo e inclusive planteándose necesidades de financiamiento. Sin embargo, se hace una evaluación financiera de esta información para conocer el valor del proyecto en el tiempo (valor presente neto) o su expectativa de rentabilidad para que un inversionista tome decisiones (Córdoba, 2011).

Las técnicas de evaluación financiera de proyectos se muestran en la Figura 13

Figura 13

Técnicas de evaluación financiera



Fuente: Córdoba, M. (2011). *Formulación y Evaluación de Proyectos*. Bogotá: Ecoe Ediciones.

Para la presente investigación se usará la técnica del Valor presente neto (VPN) el cual pasaremos a definir a continuación.

2.1.8.1 Valor Presente Neto (VPN). Se conoce también como el valor actual neto (VAN), definiéndose como la diferencia entre los ingresos y egresos (incluida como egreso la inversión) a valores actualizados o la diferencia entre los ingresos netos y la inversión inicial. En otras palabras, el valor presente neto es simplemente la suma actualizada al presente de todos los beneficios, costos e inversiones del proyecto (Córdoba, 2011).

De acuerdo a (Bustillo & López, 1997) el valor presente neto se calcula tal como se muestra en la ecuación (2)

$$VPN = \sum \left[\left(\frac{C_j}{(1+i)^n} \right) - C_0 \right] \quad (2)$$

Donde:

C_0 : Costo inicial de la inversión

C_j : Flujo de fondos correspondiente al año n

i : tasa de rentabilidad

n : Número de años

La interpretación del resultado que arroje el cálculo del VPN se da según la Tabla 9

Tabla 9

Interpretación de los resultados de cálculo del VPN

Valor	Significado	Decisión
VPN > 0	La inversión produciría ganancias por encima de la rentabilidad exigida	Proyecto puede aceptarse
VPN < 0	La inversión produciría ganancias por debajo de la rentabilidad exigida	Proyecto puede rechazarse
VPN = 0	La inversión no produce ganancias ni pérdidas	La decisión debe basarse en otros criterios

Nota: Adaptado de (Córdoba, 2011). Formulación y Evaluación de Proyectos. Bogotá: Ecoe Ediciones.

2.1.9 Método Gráfico de estabilidad

El método gráfico de estabilidad consiste en la determinación del número de estabilidad (N'), el cual se obtiene de la ecuación (3) y de la obtención del Radio Hidráulico. (Osinergmin, 2017).

$$N' = Q' * A * B * C \quad (3)$$

Donde:

Q' : Índice de Calidad de Roca de Barton modificado

A : Factor de condición de esfuerzos

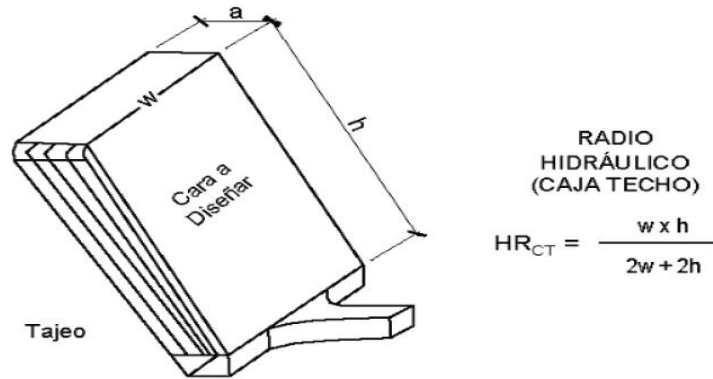
B : Factor de orientación de discontinuidades

C : Factor de componente gravitacional

2.1.9.1 Radio Hidráulico (RH). Es el área de la superficie dividida por el perímetro de la pared expuesta que se está analizando. El radio hidráulico se incrementa con un aumento del área de la superficie del tajeo, y a medida que se incrementa el valor del RH, disminuirá la estabilidad del tajeo (Osinergmin, 2017). Ver Figura 14

Figura 14

Radio Hidráulico

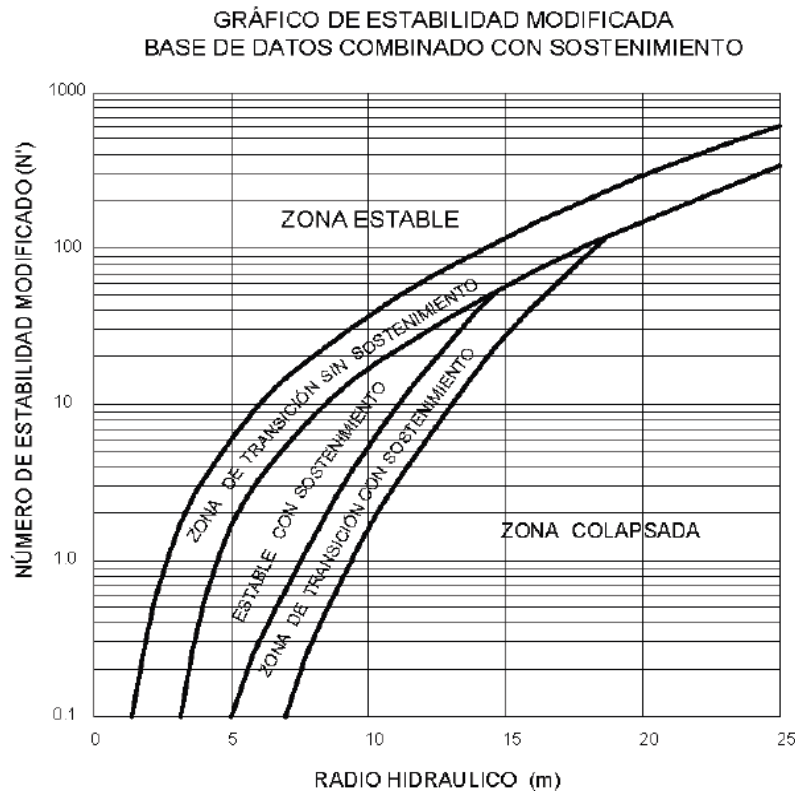


Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

2.1.9.2 Método gráfico de Estabilidad Modificado (N'). El método gráfico de estabilidad fue inicialmente propuesto por Mathews(1981) y subsecuentemente modificado por Potvin (1988) y Nickson (1992) para posteriormente obtener lo que conocemos como Método Gráfico de Estabilidad Modificado que se muestra en la Figura 15.

Figura 15

Gráfico de estabilidad modificado (N')



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

2.1.9.3 Factor de Condición de esfuerzos (A). Este factor toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad de la masa rocosa. El valor de A se determina mediante la relación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo (Osinergmin, 2017). Para poder encontrar el valor de A podemos usar el gráfico que se muestra en la Figura 16

Figura 16

Factor de esfuerzo en roca



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

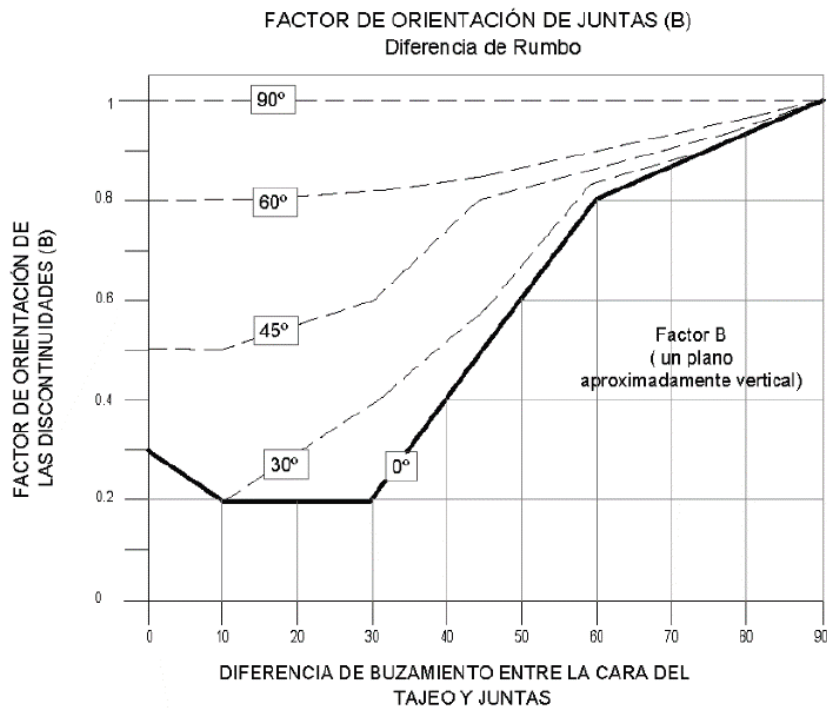
2.1.9.4 Factor de orientación de discontinuidades (B). Este factor toma en cuenta la presencia de discontinuidades² con orientación desfavorable respecto a la superficie de cualquiera de las caras de un tajeo. Para determinar este factor, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que intercepta a la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo, con esto definiremos la curva de factor de orientación de discontinuidades por diferencia de rumbo. En el segundo paso

² Discontinuidades: Planos de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso. (Gonzales de Vallejo y otros, 2002)

se determina el valor de la diferencia de buzamiento³ entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo el cual es ubicado en el eje horizontal, y mediante el trazo de una línea vertical se intercepta a la curva de factor de orientación obteniendo el valor de Factor de orientación “B” en el eje vertical (Osinermin, 2017). Ver Figura 17.

Figura 17

Factor de orientación de discontinuidades



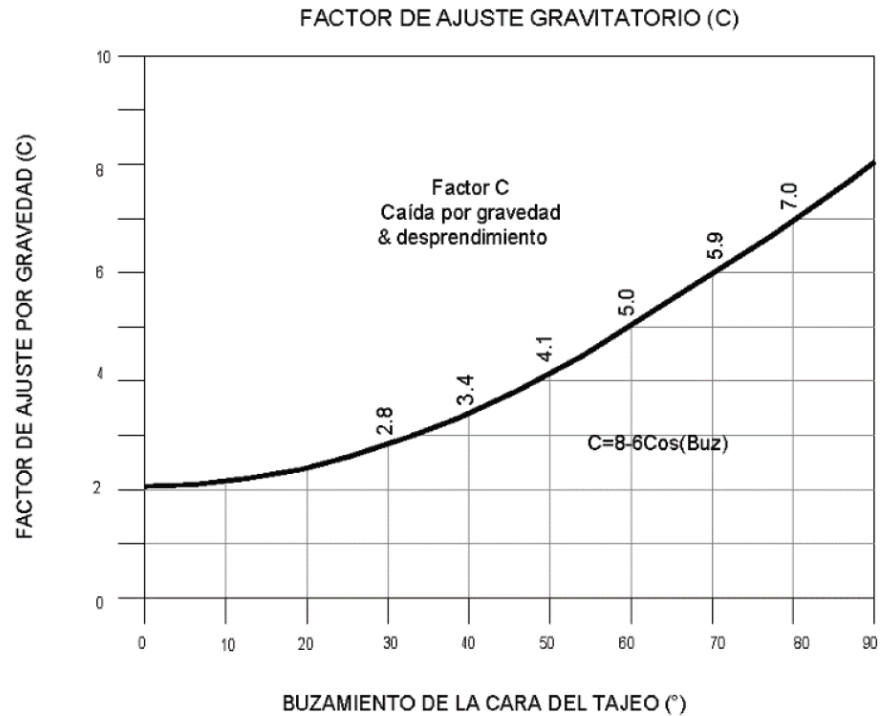
Fuente: Osinermin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinermin.

2.1.9.5 Factor de componente gravitacional (C). Este valor considera la orientación de la superficie que se está analizando. Se asigna un valor de (8) para el diseño de las paredes verticales y un valor de dos (2) para los techos horizontales. Este factor refleja la naturaleza inherente más estable de una pared vertical en comparación con una pared horizontal. Ver Figura 18.

³ Buzamiento: Inclinación de la línea de máxima pendiente respecto a la horizontal. (Gonzales de Vallejo y otros, 2002)

Figura 18

Factor de ajuste gravitatorio



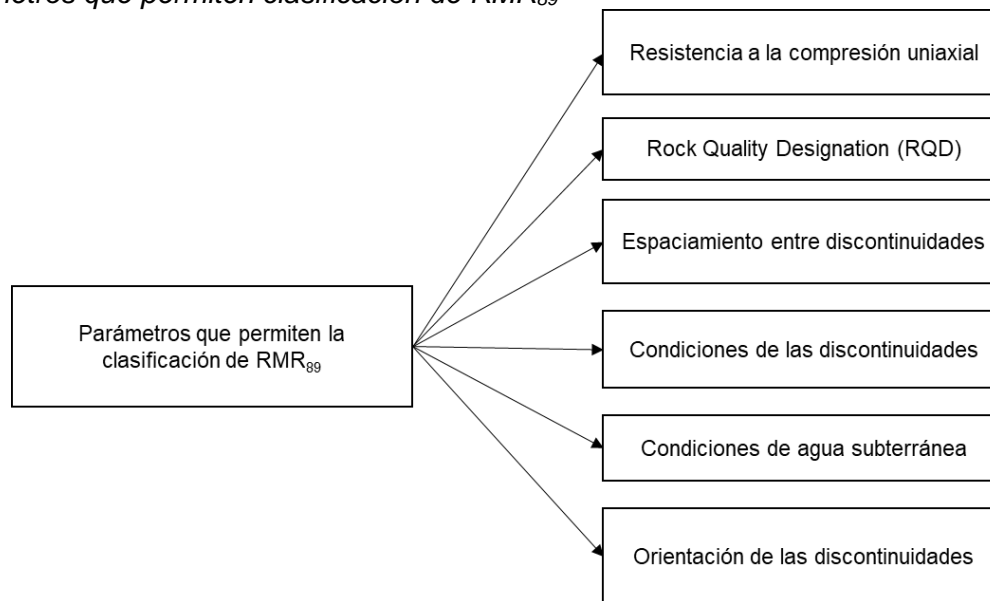
Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

2.1.9.6 Sistema de clasificación del macizo rocoso. Los sistemas de clasificación más conocidos aplicados a minería son: Rock Mass Rating (RMR), Índice de calidad de excavación de túneles (sistema Q) y Geological Strength Index (GSI) (Belisario & Condori, 2021).

2.1.9.7 Rock Mass Rating (RMR₈₉). Sistema propuesto por Bieniawski en 1973. Permite clasificar al macizo rocoso por medio de una valoración desde 0 a 100 puntos, donde 0 es para rocas de muy baja calidad, mientras 100 es para rocas de muy buena calidad (competente). La clasificación de RMR₈₉ viene siendo la más usada (Belisario & Condori, 2021). Los parámetros que permiten la clasificación se muestran en la Figura 19

Figura 19

Parámetros que permiten clasificación de RMR_{89}



Fuente: Belisario, M., & Condori, R. (2021). Aplicación del Método gráfico de Estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz. Tesis de pregrado, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, Lima.

La clasificación de los valores de RMR (Bieniawski, 1989) y su descripción se muestran en la Tabla 10.

Tabla 10

Clasificación de valores RMR_{89}

Descripción	RMR89	Clase de Macizo Rocoso
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

Nota: Adaptado de (Bieniawski, 1989). Engineering Rock Mass Classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering. United States: John Wiley & Sons, Inc.

2.1.9.8 Índice de calidad de roca (RQD). El RQD (Deere, 1964) asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo) (Osinergrmin, 2017). La clasificación según los valores de RQD se muestran en la Tabla 11.

Tabla 11*Clasificación de valores de RQD (Deere, 1964)*

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

Nota: Adaptado de (Osinermin, 2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinermin.

El sistema se basa en medir la frecuencia del número de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, en la dirección que se mide. Si la frecuencia de fracturas aumenta, la valoración del RQD disminuye.

2.1.9.9 Sistema Q. Fue desarrollado en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) por Barton, Lien y Lunde (1974), para el diseño de excavaciones subterráneas. Es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de las excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso (Osinermin, 2017). Barton, Lien y Lunde (1974) establecieron que el sistema Q se basa en la ecuación (4).

$$Q = \frac{RQD}{J_N} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (4)$$

Donde:

RQD: Índice de calidad de la roca

J_n: Parámetro basado en el número de familia de discontinuidades

J_r: Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

J_a: Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

J_w: Parámetro basado en la presencia de agua

SRF: Factor de reducción de esfuerzos

La Tabla 12 muestra el rango de valores de Q (Barton, Lien y Lunde, 1974) y su respectiva descripción

Tabla 12

Interpretación del Índice Q (Barton, Lien y Lunde, 1974)

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Roca Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Roca muy mala	0.1 - 1
Roca mala	1 - 4
Roca regular	4 - 10
Roca muy buena	40 - 100
Roca extremadamente buena	100 - 400
Roca excepcionalmente buena	400 - 1000

Nota: Adaptado de (Osinergmin, 2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

2.1.9.10 Sistema Q' modificado. Es el sistema utilizado en métodos empíricos, es el valor de Q cuando se considera el SRF= 1 y el valor de condiciones de agua = 1. (Mathews y otros, 1980). Ver la ecuación (5)

$$Q' = \frac{RQD}{J_N} * \frac{J_r}{J_a} \quad (5)$$

2.1.9.11 Correlaciones entre sistemas de clasificación. Dada la variedad de sistemas de clasificación de macizos rocos y su gran aceptación en la industria minera, diversos autores han propuesto correlaciones entre los diversos sistemas de clasificación (Osinergmin, 2017). Las correlaciones que se utilizarán en la presente investigación se muestran en las ecuaciones (6) y (7)(5).

$$RMR_{76} = 9 * LnQ_{74} + 44 \quad (6)$$

$$RMR_{76} = RMR_{89} - 5 \quad (7)$$

2.2 Marco Conceptual

- Roca: f. Geol. Material sólido de origen natural formado por una asociación de minerales o por uno solo, que constituye una parte importante de la corteza terrestre. (Española R. A., Real Academia Española, 2023)

- Tajo: m. Sitio hasta donde llega en su faena la cuadrilla de operarios que trabaja avanzando sobre el terreno; como la de mineros, segadores, taladores, etc. (Española R. A., Real Academia Española, 2023).
- Mineral: Sustancia homogénea que ocurre naturalmente y tiene propiedades físicas y composición química definidas (Rijalba Palacios, 2018).
- Veta: Depósito de mineral que rellena una antigua grieta de las rocas de un terreno que suele ser objeto de explotación minera (Española G. D., 2022)
- Litología: Parte de la geología que trata sobre las rocas. (española, 2005)
- Subnivel: Nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales. Nivel intermedio elaborado a una corta distancia por encima o debajo de un nivel principal, con el objeto de facilitar la extracción de una cámara de explotación (Energía, 2003)
- Subterránea: adl. Que está debajo de la tierra. (Española R. A., Real Academia Española, 2023)

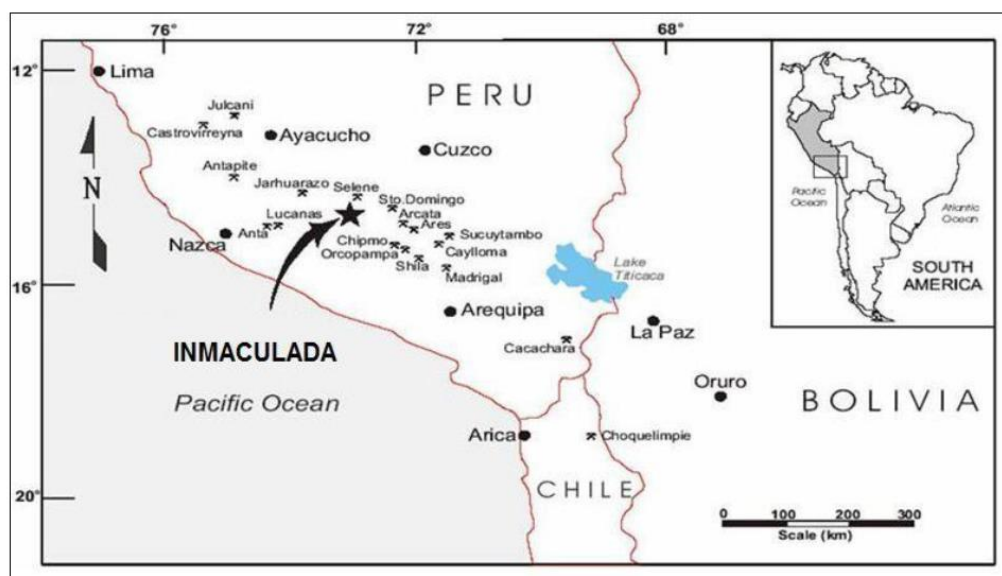
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Ubicación de la zona de estudio

La zona de estudio se encuentra ubicada específicamente al sur oeste de Veta Ángela, en el distrito de Oyolo, provincia Paucar del Sara Sara en el departamento de Ayacucho. Ver Figura 20

Figura 20

Ubicación de la zona de estudio



Fuente: Inmaculada, P. d. (2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

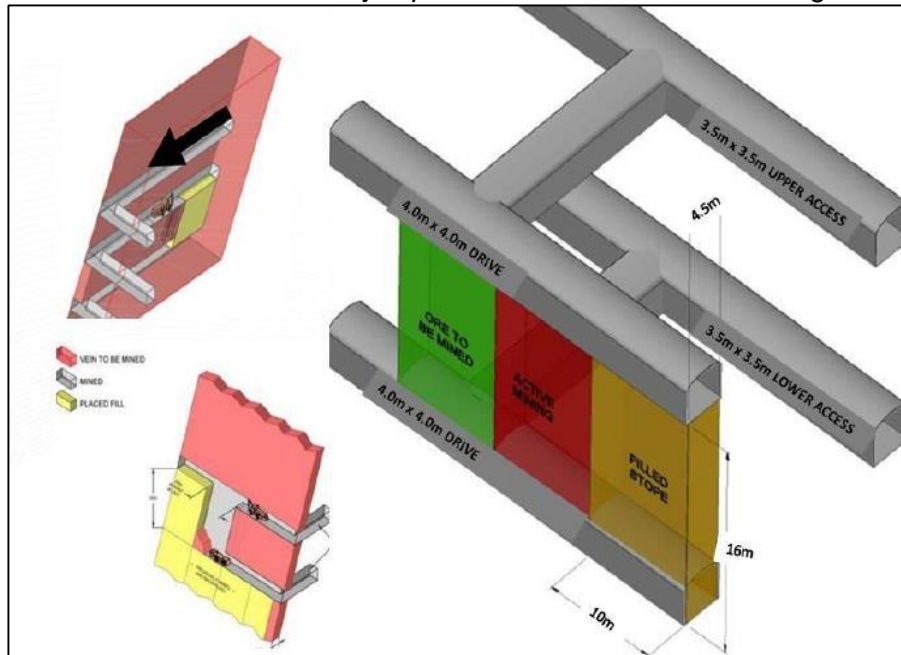
La presente investigación analiza la zona Sur de la Veta Ángela entre los niveles 4375 y 4500. Denominada por (Inmaculada, 2017) como Zona Sur- Intermedia. En el Anexo 1 se puede ver la vista longitudinal de la zona de estudio

3.2 Métodos de Minado

Uno de los métodos de minado usados es Tajeo por Subniveles con taladros largos en donde se usa relleno en pasta y contempla las operaciones de perforación y voladura, limpieza de mineral volado desde el nivel inferior del tajeo y el acarreo del mineral a la chancadora. Una vez concluida la explotación se procede a rellenar el espacio vacío del tajeo (Inmaculada, 2017). El esquema del método de minado se puede ver en la Figura 21

Figura 21

Esquema de método de minado de tajeo por subniveles con taladros largos

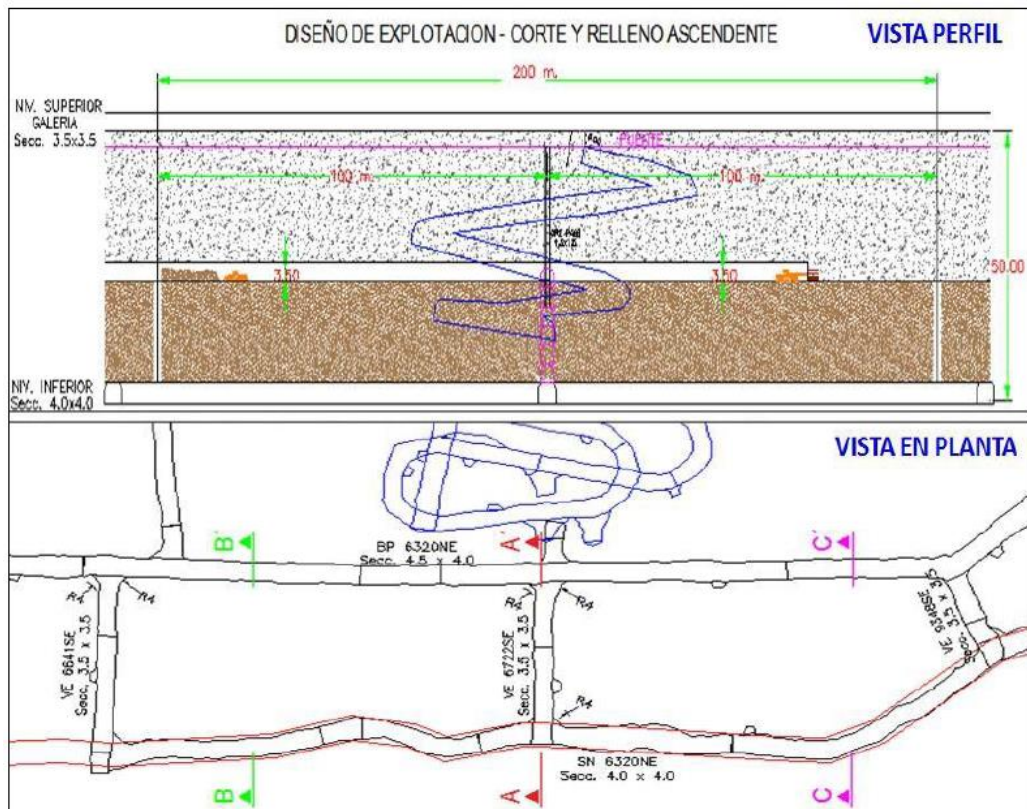


Fuente: Inmaculada, P. d. (2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

El segundo método de minado utilizado es el de Corte y Relleno Ascendente. Este se aplica en la zona norte del Nv. 4300 de la Veta Ángela por presentar condiciones geométricas como buzamiento menor a 55° , potencias menores a 6m y calidad de macizo rocoso con RMR 35-45 (Inmaculada, 2017). El esquema del método de minado de corte y relleno ascendente se puede ver en la Figura 22.

Figura 22

Esquema de método de minado de Corte y relleno ascendente



Fuente: Inmaculada, P. d. (2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

3.3 Zonas de caracterización del macizo rocoso

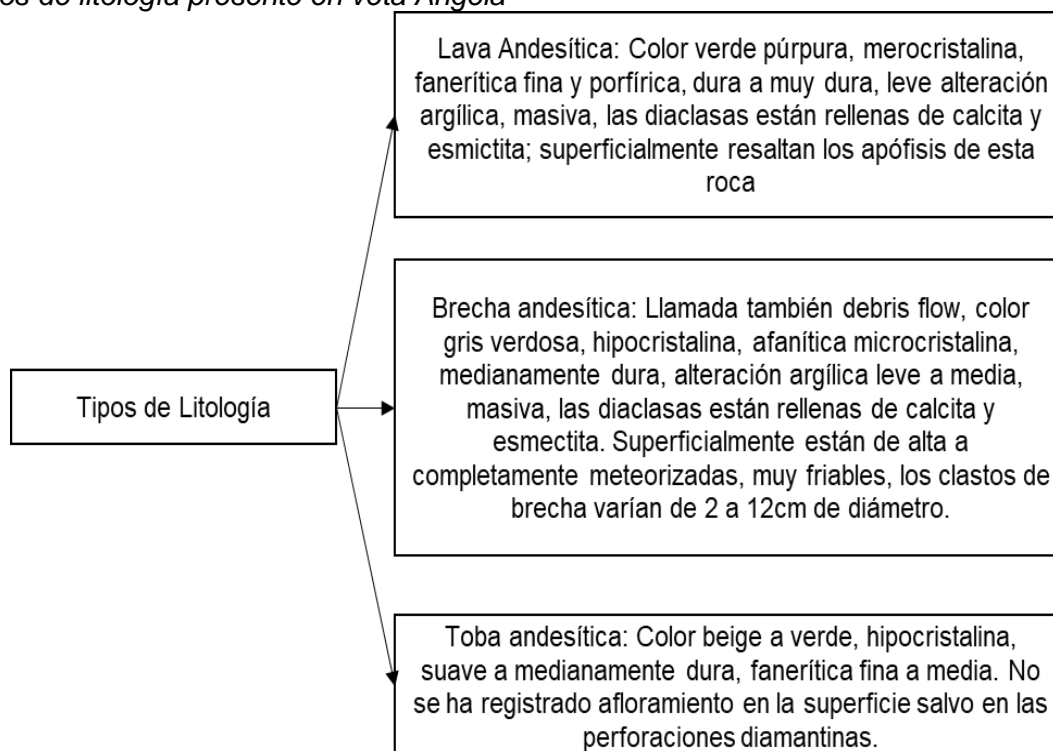
Veta Ángela registra las siguientes unidades litológicas: lava andesítica, brecha andesítica (debris flow), toba e intrusivo causante de la mineralización del pórfido feldespático. (Inmaculada, 2017)

Los tipos de litología⁴ se muestran en la Figura 23.

⁴ Litología: f. Parte de la geología que estudia las rocas. (Española D. d., WordReference.com , s.f.)

Figura 23

Tipos de litología presente en veta Ángela



Fuente: Inmaculada, P. d. (2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

La zona Norte y Sur de la veta Ángela presenta los valores de RQD promedios para caja techo, mineral y caja piso son los que se muestran en la Tabla 13.

Tabla13

Valores de RQD promedio para la Zona Norte y Sur de veta Ángela

Item	Valor de RQD
Caja techo	70%
Mineral	44%
Caja piso	71%

Nota: Adaptado de (Inmaculada, 2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

Debido a que la presente investigación analiza la zona sur de la veta Ángela a continuación se describirá la caracterización del macizo rocoso según el Área de Planeamiento de la U. O. Inmaculada (2017) en dicha zona.

3.3.1 Zona Sur – Veta

La calidad del macizo rocoso en la zona sur de la veta se indica en la Tabla 14.

Tabla 14

Calidad del macizo rocoso en la veta - zona sur

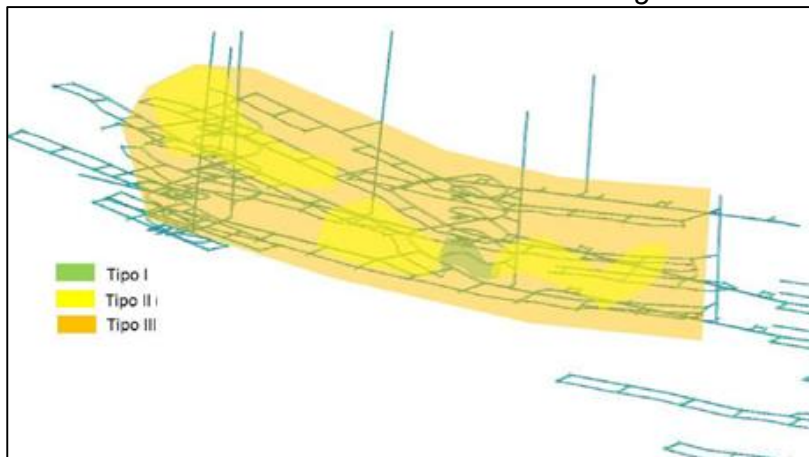
Tipo de Roca	RMR89	Porcentaje de Incidencia
Tipo III	41-60	70%
Tipo II	61-80	30%

Nota: Adaptado de (Inmaculada, 2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

La Figura 24 muestra una vista isométrica de la calidad del macizo rocoso de la veta Ángela en la zona sur.

Figura 24

Vista isométrica de la calidad del macizo rocoso de la veta Ángela en la zona sur



Fuente: Inmaculada, P. d. (2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

3.3.2 Zona Sur – Caja Techo

La calidad del macizo rocoso en la Caja Techo al sur de Veta Ángela se muestra en la Tabla 15.

Tabla 15

Calidad del macizo rocoso en la caja techo - zona sur

Tipo de Roca	RMR89	Porcentaje de Incidencia
Tipo III	41-60	40%
Tipo II	61-80	60%

Nota: Adaptado de (Inmaculada, 2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

3.3.3 Zona Sur – Caja Piso

La calidad del macizo rocoso en la Caja Techo al sur de Veta Ángela se muestra en la Tabla 16.

Tabla 16

Calidad del macizo rocoso en la caja techo - zona sur

Tipo de Roca	RMR89	Porcentaje de Incidencia
Tipo III	41-60	20%
Tipo II	61-80	80%

Nota: Adaptado de (Inmaculada, 2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

3.4 Geología estructural y mineralización.

Las áreas de ocurrencia de mineralización de la zona de estudio están controladas por lineamientos estructurales de azimut NW y NE (Inmaculada, 2017).

La distribución espacial de las vetas de este a oeste es la siguiente: Veta Rebeca, Verónica, marina, Sofá, martha, teresa, Lourdes, Ángela, Tensional Ángela SQ, Lucy, Lucy II, Shakira, Nia, Juliana y Ang_R1. Estas vetas se formaron en un contexto de tectónica extensional, como relleno de fallas normales de azimut NE-SW y buzamientos al SE y otras como relleno de fracturas tensionales. En conjunto presentan potencias de 0.3m a 5.0m con longitudes que van desde 15m a 2,200m con evidencias de continuidad por debajo de las coberturas aluviales hacia el NE (Veta Ángela). (Inmaculada, 2017)

3.5 Estabilidad de los tajeos mediante el método gráfico de estabilidad

En la presente investigación se analizará la estabilidad de la Caja Techo debido a que ésta poseerá mayor área expuesta luego de la voladura según la longitud y la altura de corte del tajeo.

La estabilidad se analizará mediante el Método gráfico de estabilidad de Mathews (1980) para dos tipos de tajeos con el método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos. Las dimensiones de propuestas de los tajeos por analizar se muestran en la Tabla 17.

Tabla 17

Dimensiones del tajeo por analizar para el método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos

Tipo de tajeo	Longitud (m)	Potencia (m)	Altura de corte (m)
Distancia entre subniveles de 9m	20	1.45	10
Distancia entre subniveles de 15m	20	1.45	18.3

Nota: Elaboración propia

Además de las dimensiones del tajeo se analiza la estabilidad de la Caja Techo en los dos tipos de roca encajonante existente en la zona de estudio: Lava Andesítica y Brecha Andesítica tal como se puede ver en la Figura 25. La densidad y peso específico de estos dos tipos de roca encajonante se muestran en la Tabla 18.

Tabla 18

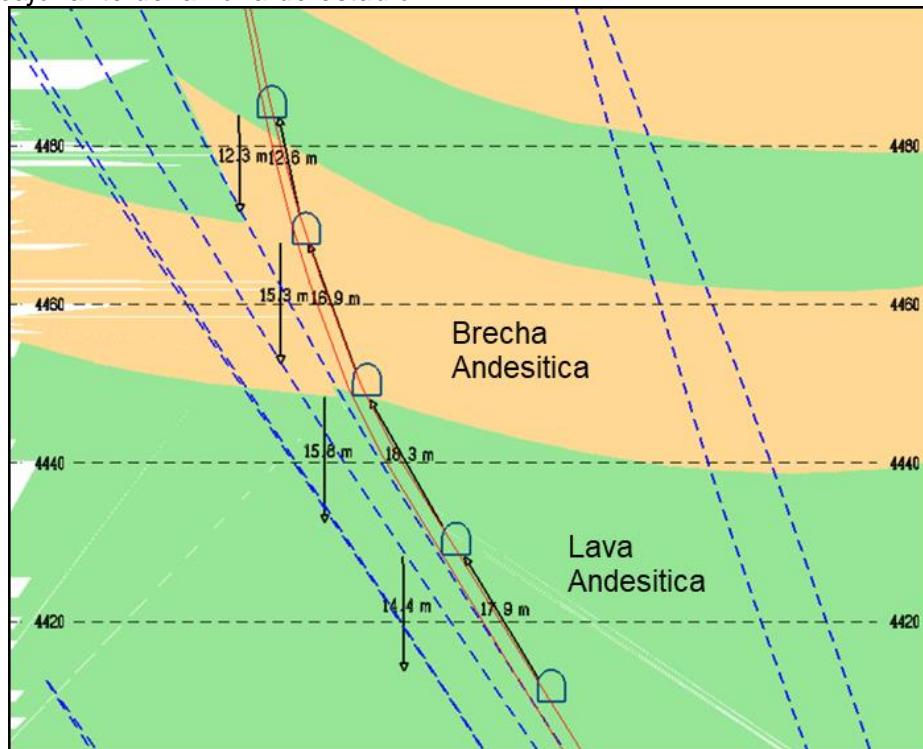
Densidad y peso específico de la roca encajonante en la zona de estudio

Tipo de roca encajonante	Densidad (t/m ³)	Peso específico (KN/m ³)
Lava Andesítica	2.65	26.00
Brecha Andesítica	2.58	25.31

Nota: Adaptado de (Allpoc, 2020).

Figura 25

Roca encajonante de la zona de estudio



Fuente: Elaboración propia

La estabilidad de la caja techo se realizará para los escenarios que se muestran en la Tabla 19.

Tabla 19

Escenarios para el análisis de la Caja techo

Escenario	Tipo de roca encajonante	Altura del tajeo (m)
1	Lava Andesítica	18.3
2	Brecha Andesítica	18.3
3	Lava Andesítica	10
4	Brecha Andesítica	10

Nota: Elaboración propia

3.5.1 Análisis de la Caja techo para el Escenario 1 usando el método gráfico de estabilidad

Para analizar la estabilidad de la caja techo es necesario calcular el Número de estabilidad (N') y el radio hidráulico cuyo detalle se muestra a continuación.

3.5.1.1 Cálculo del Q' modificado para el Escenario 1. Haciendo uso de las ecuaciones (6) y (7) y con un valor de RMR de 50 (Inmaculada, 2017) se calcula el valor de Q74 para luego proceder a calcular el Q' modificado haciendo uso de las ecuaciones (4) y (5) cuyos resultados se muestran en la Tabla 20.

Tabla 20

Cálculo del Q' modificado

Ítem	Valor
RMR89	50
RMR76	45
Q74	1.12
Q' modificado	1.12

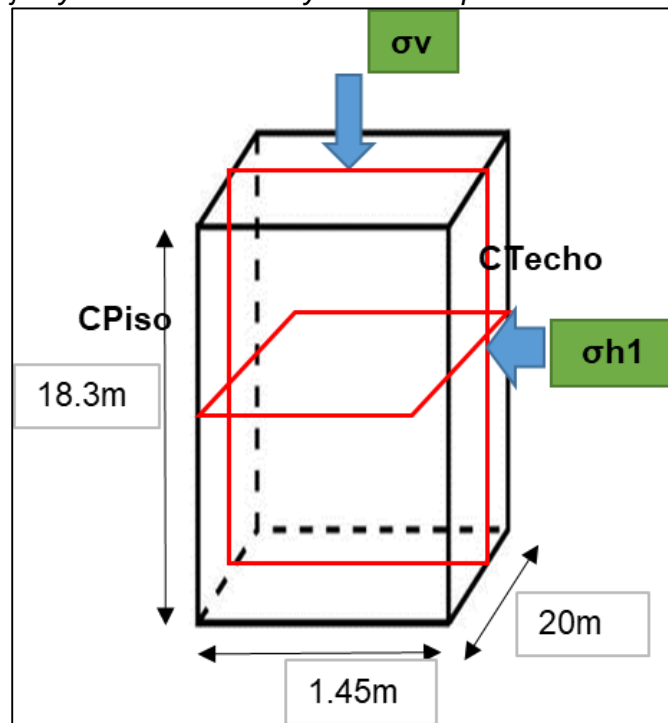
Nota: Elaboración propia

3.5.1.2 Factor A para el Escenario 1. Para poder estimar el Factor A en el escenario 1 es necesario conocer la relación entre la Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y el Esfuerzo máximo Inducido.

La Resistencia a la Compresión Uniaxial en la caja techo es de 49.1 MPa (Allpoc, 2020) mientras que para calcular el esfuerzo máximo inducido (σ_{max}) es necesario encontrar primero el esfuerzo vertical (σ_v) y el esfuerzo horizontal (σ_{h1}). Ver Figura 26.

Figura 26

Dimensiones del tajeo y esfuerzo vertical y horizontal para los escenarios 1 y 2



Fuente: Elaboración propia

El esfuerzo vertical se calcula mediante la multiplicación del peso específico del material por la profundidad del tajeo medido desde la superficie. El esfuerzo vertical calculado se muestra en la Tabla 21.

Tabla 21

Esfuerzo vertical para el escenario 1

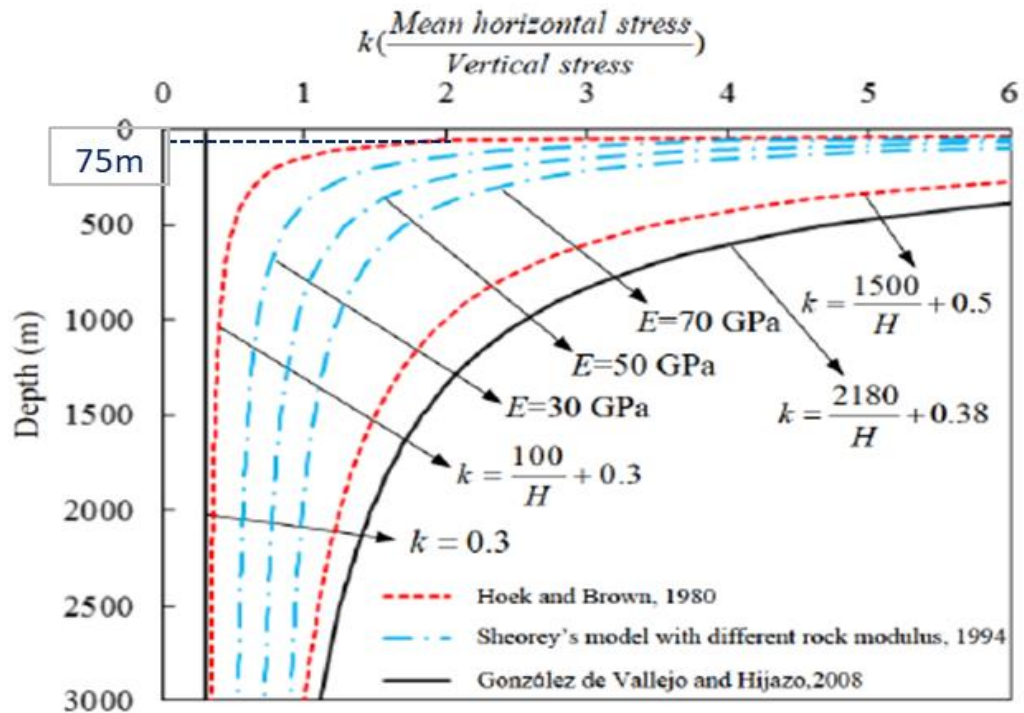
Ítem	Valor
Peso específico de la roca encajonante	26.00 KN/m ³
Profundidad del tajeo	75m
Esfuerzo Vertical	1.95 MPa

Nota: Elaboración Propia

El esfuerzo vertical nos permitirá encontrar el valor de “k” que es la relación del esfuerzo horizontal (σ_{h1}) entre el esfuerzo vertical (σ_v), para esto hacemos uso del modelo de Sheorey (1994) que se muestra en la Figura 27.

Figura 27

Modelo de Sheorey (1994) para estimar el valor de "k"



Fuente: Qitao, P., Xiuli, D., Bo, L., Yuting, Z., Shuling, H., & Zhihong, D. (2016). An improved method for estimating in situ stress in a elastic rock mass its engineering application. De Gruyter Open.

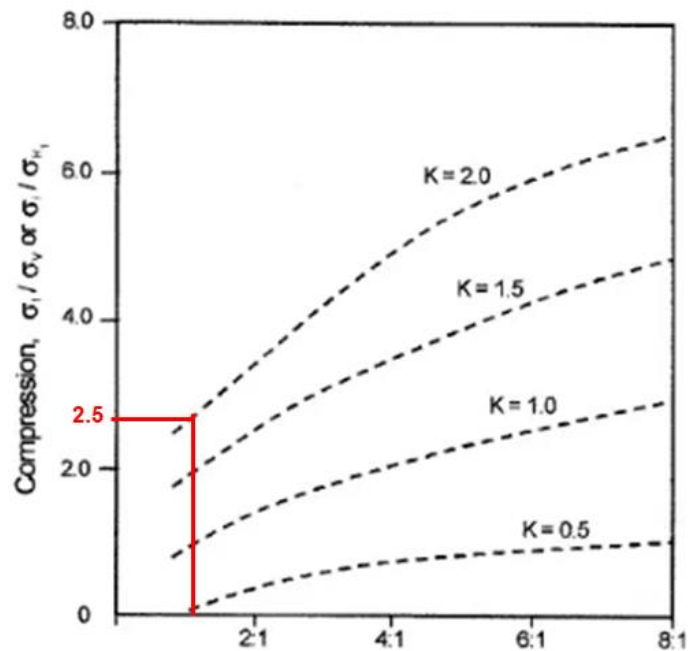
De la Figura 27 se puede estimar que para una profundidad de 75m el valor de "k" es 2. El valor de k multiplicado por el valor del esfuerzo vertical nos dará como resultado el valor del esfuerzo horizontal. Ver Tabla 22.

Posteriormente calculamos la relación Longitud / Altura de corte, este valor sumado al valor de k permitirá encontrar la relación entre el esfuerzo máximo inducido y el esfuerzo vertical haciendo uso de la Figura 28

En la Tabla 22 se muestra el valor del esfuerzo horizontal estimado para el escenario 1.

Figura 28

Relación entre esfuerzo máximo inducido y esfuerzo vertical - escenario 1



Fuente: Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. (s.f.). Extending The Mathews Stability Graph for Open Slope Designs.

Tabla 22

Esfuerzo horizontal y esfuerzo inducido máximo para el escenario 1

Ítem	Valor
k	2
Longitud / Altura de corte	1.09
Esfuerzo vertical	1.95 MPa
Relación $\frac{\sigma_{m\acute{a}x}}{\sigma_v}$	2.5
Esfuerzo horizontal	3.90 MPa

Nota: Elaboración Propia

Una vez calculado el esfuerzo máximo inducido procedemos a buscar la relación entre la resistencia compresiva uniaxial y el esfuerzo máximo inducido. Ver Tabla 23

Tabla 23

Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 1

Ítem	Valor
Resistencia compresiva Uniaxial	49.1 MPa
Esfuerzo Máximo Inducido	4.87 MPa
Relación $\frac{\sigma_c}{max}$	10.07

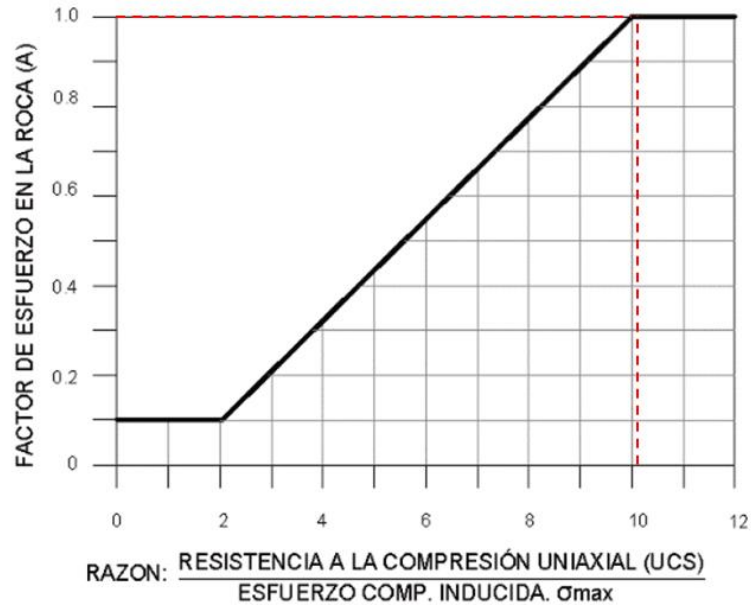
Nota: Elaboración Propia

Encontrada la relación $\frac{\sigma_c}{\sigma_{max}}$ podemos encontrar que el Factor A para el escenario

1 tiene el valor de 1. Ver Figura 29.

Figura 29

Factor A para el escenario 1



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.1.3 Factor B para el Escenario 1.

Para poder estimar el Factor B es necesario conocer el buzamiento de la veta, de las fallas y la diferencia entre el rumbo de la veta y la falla. Ver Tabla 24.

Tabla 24

Diferencia de rumbo y buzamiento entre veta y falla

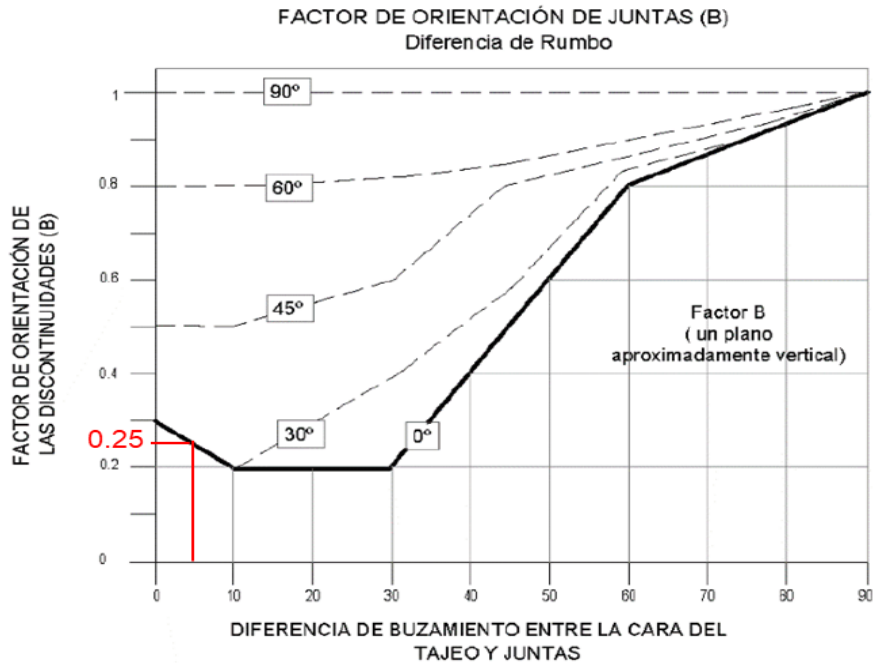
Ítem	Valor
Buzamiento de Veta	65°
Buzamiento de Falla	60°
Diferencia entre rumbo de veta y el rumbo la falla	0°
Diferencia entre el buzamiento de la veta y buzamiento de la falla	5°

Nota: Adaptado de (Inmaculada, 2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

Con los datos mencionados en la Tabla 24 procedemos a estimar que el Factor B toma el valor de 0.25. Ver Figura 30.

Figura 30

Factor B para el escenario 1



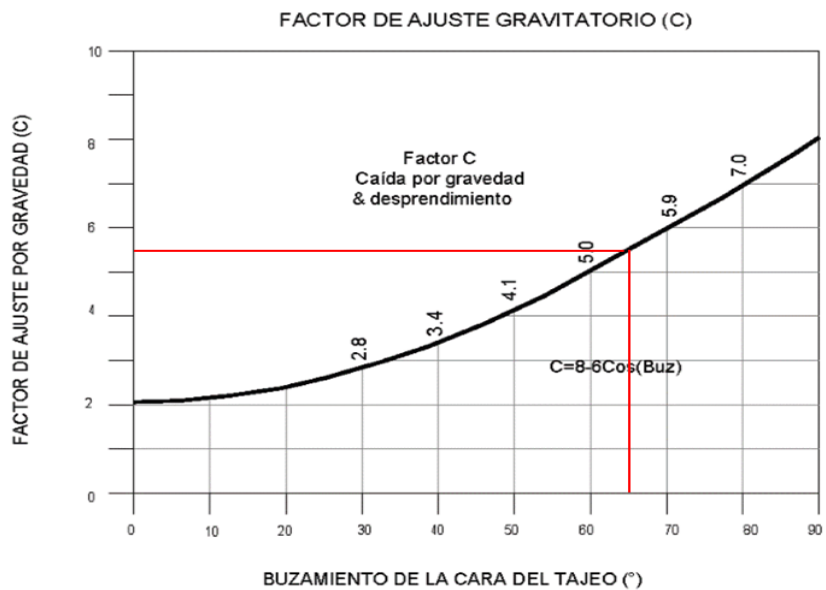
Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.1.4 Factor C para el Escenario 1. Para poder estimar el Factor C usamos

el buzamiento de la veta (Ver Tabla 24) y la Figura 31, encontrando que el valor del Factor C es de 5.46.

Figura 31

Factor C para el escenario 1



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.1.5 Radio Hidráulico (RH) para el escenario 1. Para calcular el RH en el escenario 1 usamos lo indicado en la Figura 14 encontrando que el valor del RH es el que se muestra en la Tabla 25.

Tabla 25

Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 1

Ítem	Porcentaje de Incidencia
H	18.3m
W	20.0m
RH	4.78

Nota: Elaboración Propia

3.5.1.6 Número de estabilidad (N') y análisis del método gráfico para el escenario 1. El número de estabilidad (N') se calcula haciendo uso de la ecuación (3). Posteriormente, procedemos a plasmar en el gráfico de estabilidad de Mathews (1980) los valores que se muestran en la Tabla 26.

Tabla 26

Número de estabilidad y RH para el escenario 1

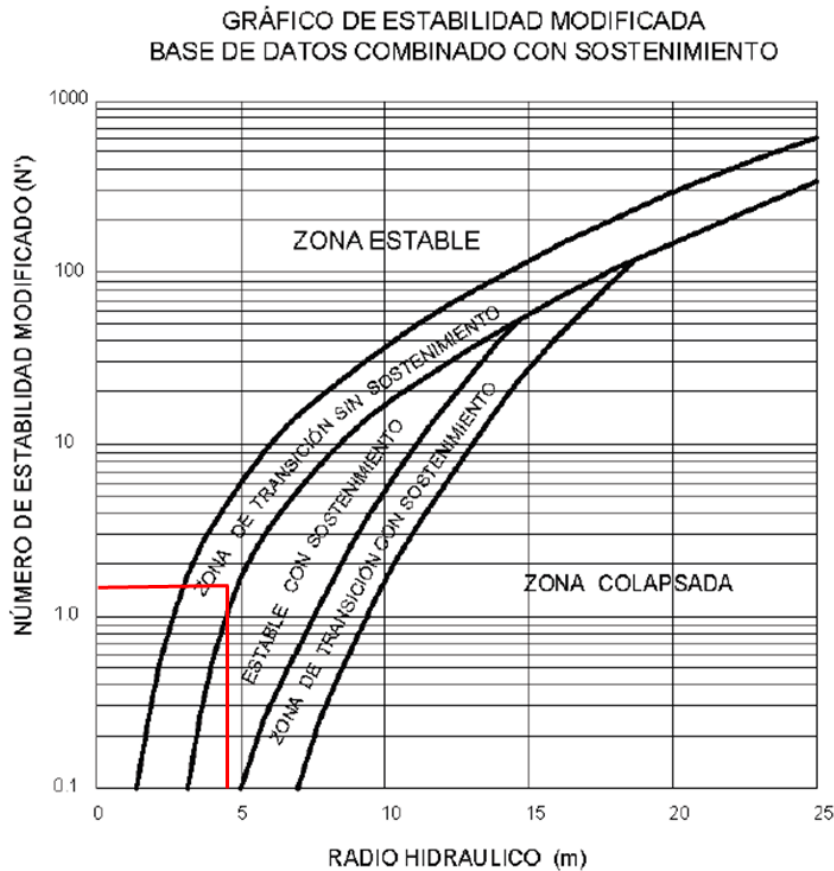
Ítem	Valor
Número de Estabilidad (N')	1.53
RH	4.78

Nota: Elaboración propia

De la Figura 32 podemos ver que la caja techo con las dimensiones propuestas en el escenario 1 se encuentran en la zona de transición sin sostenimiento por lo que se concluye que el escenario 1 es estable con sostenimiento.

Figura 32

Gráfico de estabilidad modificado para el escenario 1



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

Análisis de la Caja techo para el Escenario 2 usando el método gráfico de estabilidad

Para analizar la estabilidad de la caja techo es necesario calcular el Número de estabilidad (N') y el radio hidráulico cuyo detalle se muestra a continuación.

3.5.1.7 Cálculo del Q' modificado para el Escenario 2. Haciendo uso de las ecuaciones (6) y (7) y con un valor de RMR de 50 (Inmaculada, 2017) se calcula el valor de Q74 para luego proceder a calcular el Q' modificado haciendo uso de las ecuaciones (4) y (5) cuyos resultados se muestran en la Tabla 20.

3.5.1.8 Factor A para el Escenario 2. Para poder estimar el Factor A en el escenario 1 es necesario conocer la relación entre la Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y el Esfuerzo máximo Inducido.

La Resistencia a la Compresión Uniaxial en la caja techo es de 49.1 MPa (Allpoc, 2020) mientras que para calcular el esfuerzo máximo inducido (σ_{max}) es necesario encontrar primero el esfuerzo vertical (σ_v) y el esfuerzo horizontal (σ_{h1}). Ver Figura 26.

El esfuerzo vertical se calcula mediante la multiplicación del peso específico del material por la profundidad del tajeo medido desde la superficie. El esfuerzo vertical calculado se muestra en la Tabla 27.

Tabla 27

Esfuerzo vertical para el escenario 2

Ítem	Valor
Peso específico de la roca encajonante	25.31 KN/m ³
Profundidad del tajeo	75m
Esfuerzo Vertical	1.90 MPa

Nota: Elaboración Propia

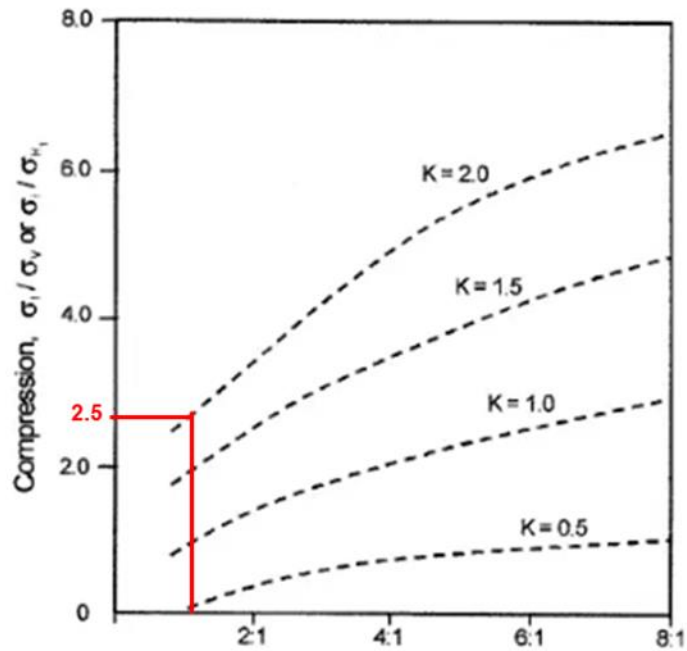
El esfuerzo vertical nos permitirá encontrar el valor de “k” que es la relación del esfuerzo horizontal (σ_{h1}) entre el esfuerzo vertical (σ_v), para esto hacemos uso del modelo de Sheorey (1994) que se muestra en la Figura 27.

De la Figura 33 se puede estimar que para una profundidad de 75m el valor de “k” es 2. El valor de k multiplicado por el valor del esfuerzo vertical nos dará como resultado el valor del esfuerzo horizontal. Ver Tabla 29

Posteriormente calculamos la relación Longitud / Altura de corte, este valor sumado al valor de k permitirá encontrar la relación entre el esfuerzo máximo inducido y el esfuerzo vertical haciendo uso de la Figura 33

Figura 33

Relación entre esfuerzo máximo inducido y esfuerzo vertical - escenario 2



Fuente: Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. (s.f.). Extending The Mathews Stability Graph for Open Slope Designs.

Tabla 28

Esfuerzo horizontal y esfuerzo inducido máximo para el escenario 2

Ítem	Valor
k	2
Longitud / Altura	1.09
Esfuerzo vertical	1.95 MPa
Relación $\frac{\sigma_{m\acute{a}x}}{\sigma_v}$	2.5
Esfuerzo horizontal	3.80 MPa

Nota: Elaboración Propia

Una vez calculado el esfuerzo máximo inducido procedemos a buscar la relación entre la resistencia compresiva uniaxial y el esfuerzo máximo inducido. Ver Tabla 29.

Tabla 29

Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 2

Ítem	Valor
Resistencia compresiva Uniaxial	49.1 MPa
Esfuerzo Máximo Inducido	4.75 MPa
Relación $\frac{\sigma_c}{max}$	10.35

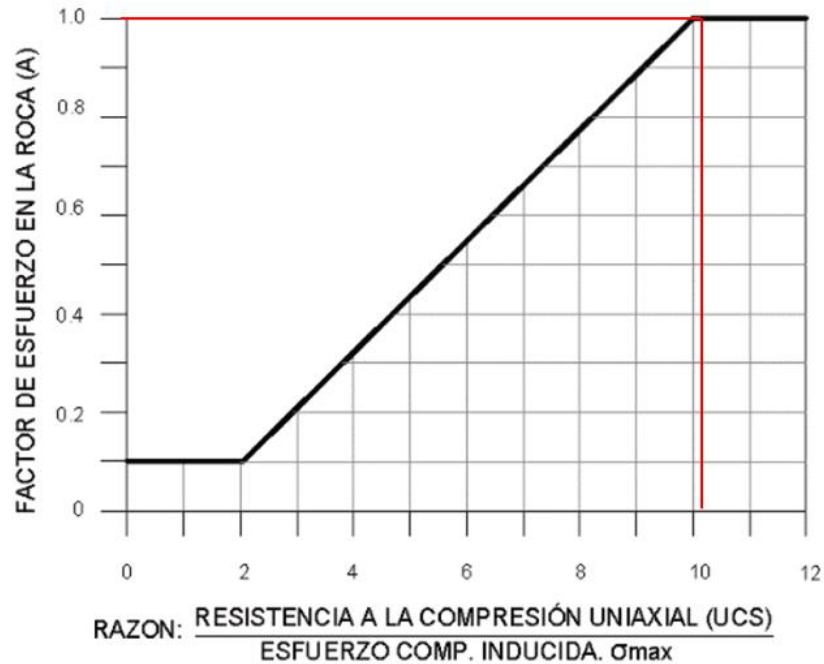
Nota: Elaboración Propia

Encontrada la relación $\frac{\sigma_c}{\sigma_{max}}$ podemos encontrar que el Factor A para el escenario

1 tiene el valor de 1. Ver Figura 34.

Figura 34

Factor A para el escenario 2



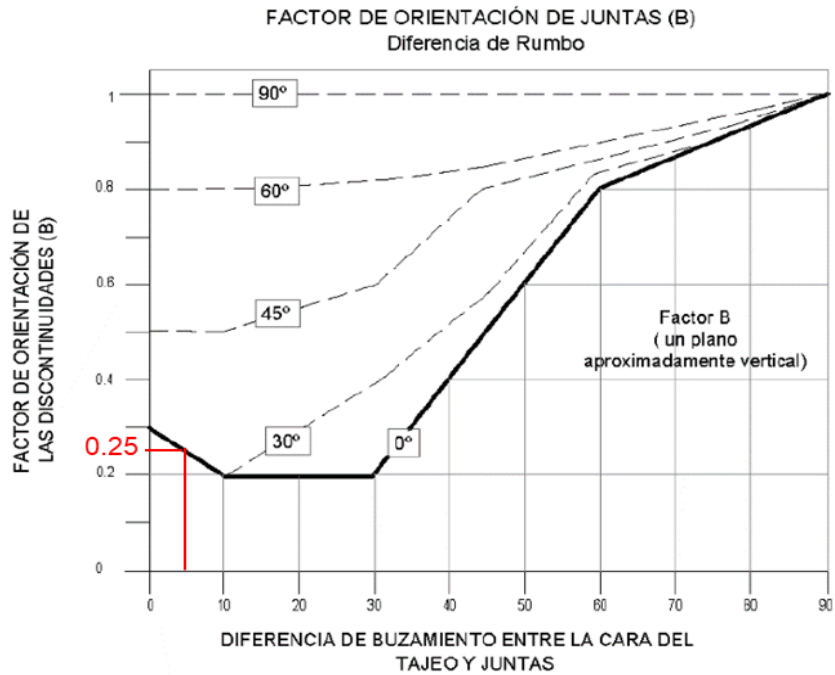
Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.1.9 Factor B para el Escenario 2. Para poder estimar el Factor B es necesario conocer el buzamiento de la veta, de las fallas y la diferencia entre el rumbo de la veta y la falla. Ver Tabla 24.

Con los datos mencionados en la Tabla 24 procedemos a estimar que el Factor B toma el valor de 0.25. Ver Figura 35

Figura 35

Factor B para el escenario 2

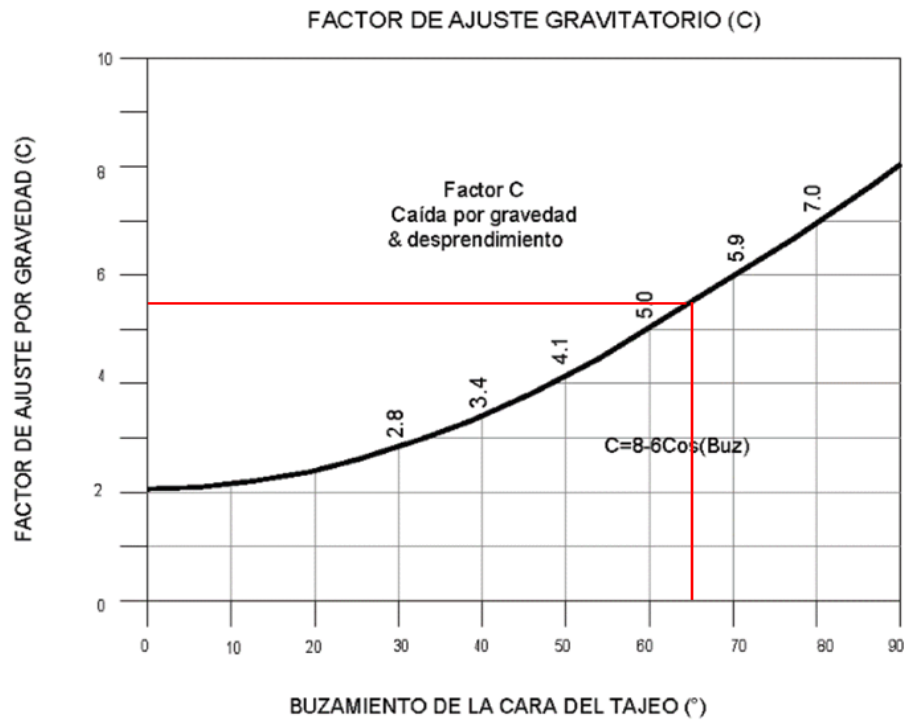


Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.1.10 Factor C para el Escenario 2. Para poder estimar el Factor C usamos el buzamiento de la veta (Ver Tabla 24) y la Figura 36, encontrando que el valor del Factor C es de 5.46.

Figura 36

Factor C para el escenario 2



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.1.11 Radio Hidráulico (RH) para el escenario 2. Para calcular el RH en el escenario 2 usamos lo indicado en la Figura 14 encontrando que el valor del RH es el que se muestra en la Tabla 30

Tabla 30

Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 2

Ítem	Porcentaje de Incidencia
h	18.3m
w	20.0m
RH	4.78

Nota: Elaboración Propia

3.5.1.12 Número de estabilidad (N') y análisis del método gráfico para el escenario 2. El número de estabilidad (N') se calcula haciendo uso de la ecuación (3). Posteriormente, procedemos a plasmar en el gráfico de estabilidad de Mathews (1980) los valores que se muestran en la Tabla 31.

Tabla 31

Número de estabilidad y RH para el escenario 2

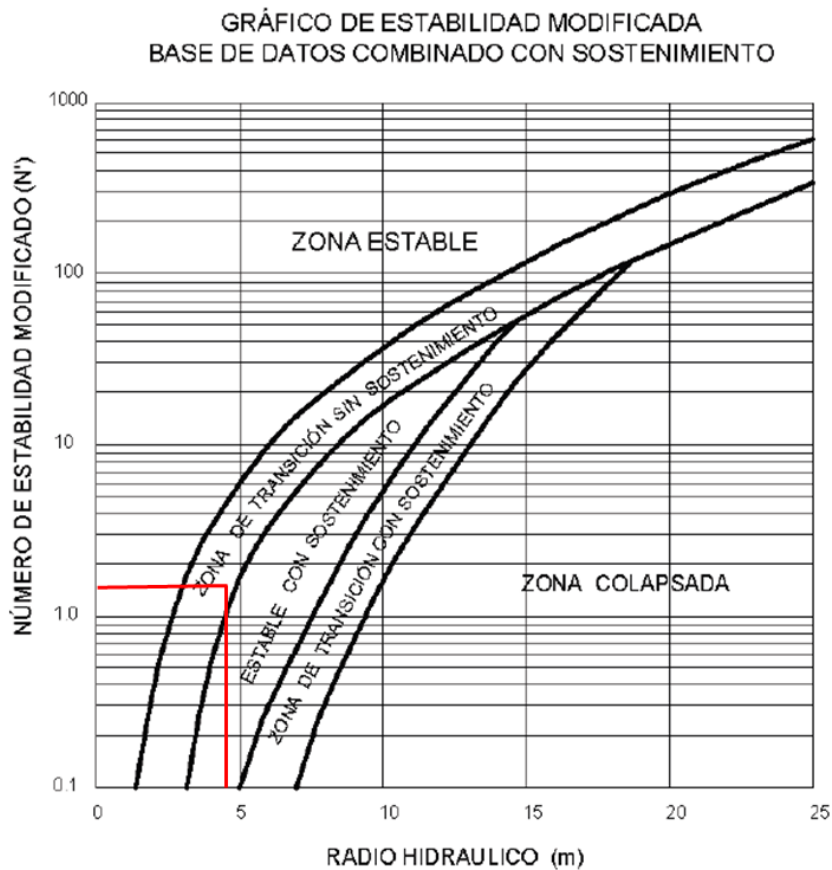
Ítem	Valor
Número de Estabilidad (N')	1.53
RH	4.78

Nota: Elaboración propia

De la Figura 37 podemos ver que la caja techo con las dimensiones propuestas en el escenario 2 se encuentran en la zona de transición sin sostenimiento por lo que se concluye que el escenario 2 es estable con sostenimiento.

Figura 37

Gráfico de estabilidad modificado para el escenario 2



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.2 Análisis de la Caja techo para el Escenario 3 usando el método gráfico de estabilidad

Para analizar la estabilidad de la caja techo es necesario calcular el Número de estabilidad (N') y el radio hidráulico cuyo detalle se muestra a continuación.

3.5.2.1 Cálculo del Q' modificado para el Escenario 3. Haciendo uso de las ecuaciones (6) y (7) y con un valor de RMR de 50 (Inmaculada, 2017) se calcula el valor de Q74 para luego proceder a calcular el Q' modificado haciendo uso de las ecuaciones (4) y (5) cuyos resultados se muestran en la Tabla 20.

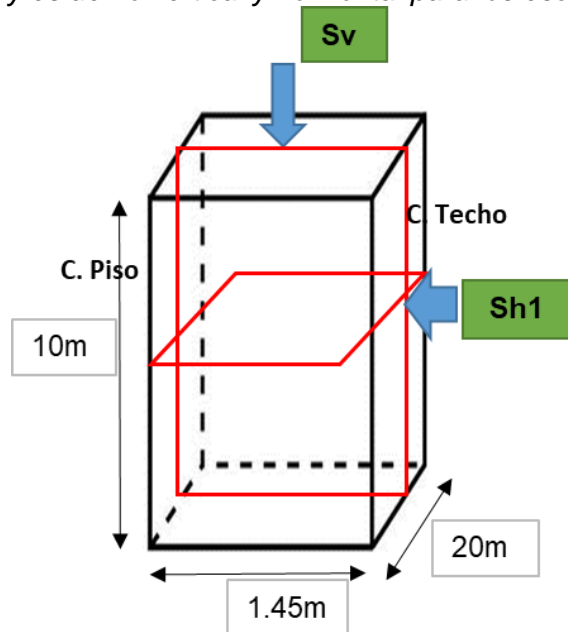
3.5.2.2 Factor A para el Escenario 3. Para poder estimar el Factor A en el escenario 3 es necesario conocer la relación entre la Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y el Esfuerzo máximo Inducido.

La Resistencia a la Compresión Uniaxial en la caja techo es de 49.1 MPa (Allpoc, 2020) mientras que para calcular el esfuerzo máximo inducido (σ_{max}) es necesario encontrar primero el esfuerzo vertical (σ_v) y el esfuerzo horizontal (σ_{h1}). Ver Figura 38.

El esfuerzo vertical se calcula mediante la multiplicación del peso específico del material por la profundidad del tajeo medido desde la superficie. El esfuerzo vertical calculado se muestra en la Tabla 27.

Figura 38

Dimensiones del tajeo y esfuerzo vertical y horizontal para los escenarios 3 y 4



Fuente: Elaboración propia

Tabla 32

Esfuerzo vertical para el escenario 3

Ítem	Valor
Peso específico de la roca encajonante	26.00 KN/m ³
Profundidad del tajeo	75m
Esfuerzo Vertical	1.95 MPa

Nota: Elaboración Propia

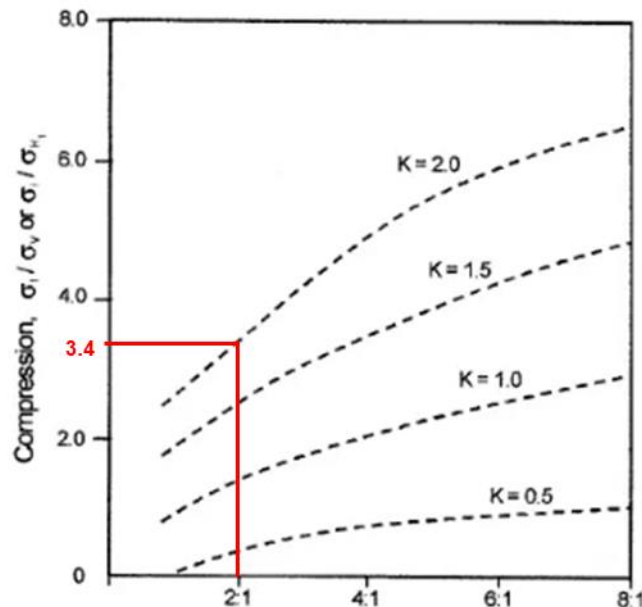
El esfuerzo vertical nos permitirá encontrar el valor de “k” que es la relación del esfuerzo horizontal (σ_{h1}) entre el esfuerzo vertical (σ_v), para esto hacemos uso del modelo de Sheorey (1994) que se muestra en la Figura 27.

De la Figura 27 se puede estimar que para una profundidad de 75m el valor de “k” es 2. El valor de k multiplicado por el valor del esfuerzo vertical nos dará como resultado el valor del esfuerzo horizontal. Ver Tabla 33.

Posteriormente calculamos la relación Longitud / Altura de corte, este valor sumado al valor de k permitirá encontrar la relación entre el esfuerzo máximo inducido y el esfuerzo vertical haciendo uso de la Figura 39.

Figura 39

Relación entre esfuerzo máximo inducido y esfuerzo vertical para el escenario 3



Fuente: Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. (s.f.). Extending The Mathews Stability Graph for Open Slope Designs.

Tabla 33*Esfuerzo horizontal para el escenario 3*

Ítem	Valor
k	2
Longitud / Altura	2
Esfuerzo vertical	1.95 MPa
Relación $\frac{\sigma_{m\acute{a}x}}{\sigma_v}$	3.4
Esfuerzo horizontal	3.80 MPa

Nota: Elaboración Propia

Una vez calculado el esfuerzo máximo inducido procedemos a buscar la relación entre la resistencia compresiva uniaxial y el esfuerzo máximo inducido. Ver Tabla 34.

Tabla 34*Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 3*

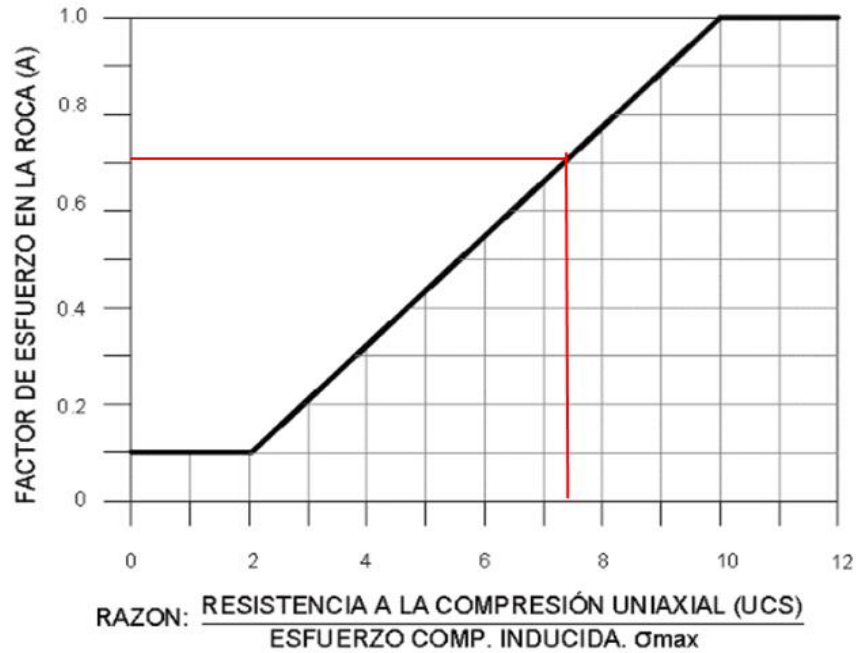
Ítem	Valor
Resistencia compresiva Uniaxial	49.1 MPa
Esfuerzo Máximo Inducido	6.63 MPa
Relación $\frac{\sigma_c}{\sigma_{max}}$	7.41

Nota: Elaboración Propia

Encontrada la relación $\frac{\sigma_c}{\sigma_{max}}$ podemos encontrar que el Factor A para el escenario 3 tiene el valor de 0.71. Ver Figura 40.

Figura 40

Factor A para el escenario 3



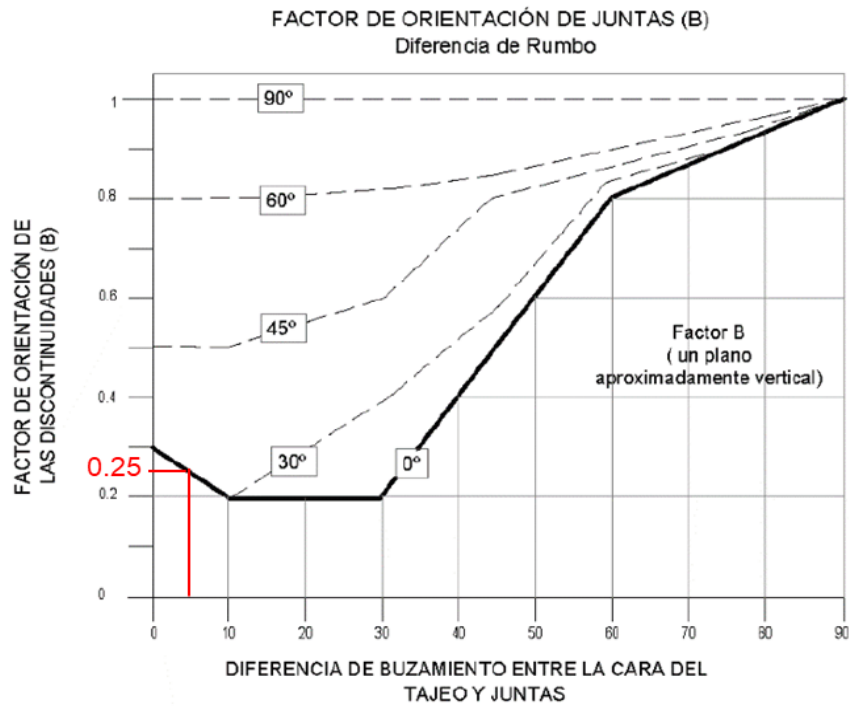
Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.2.3 Factor B para el Escenario 3. Para poder estimar el Factor B es necesario conocer el buzamiento de la veta, de las fallas y la diferencia entre el rumbo de la veta y la falla. Ver Tabla 24.

Con los datos mencionados en la Tabla 24 procedemos a estimar que el Factor B toma el valor de 0.25. Ver Figura 41.

Figura 41

Factor B para el escenario 3

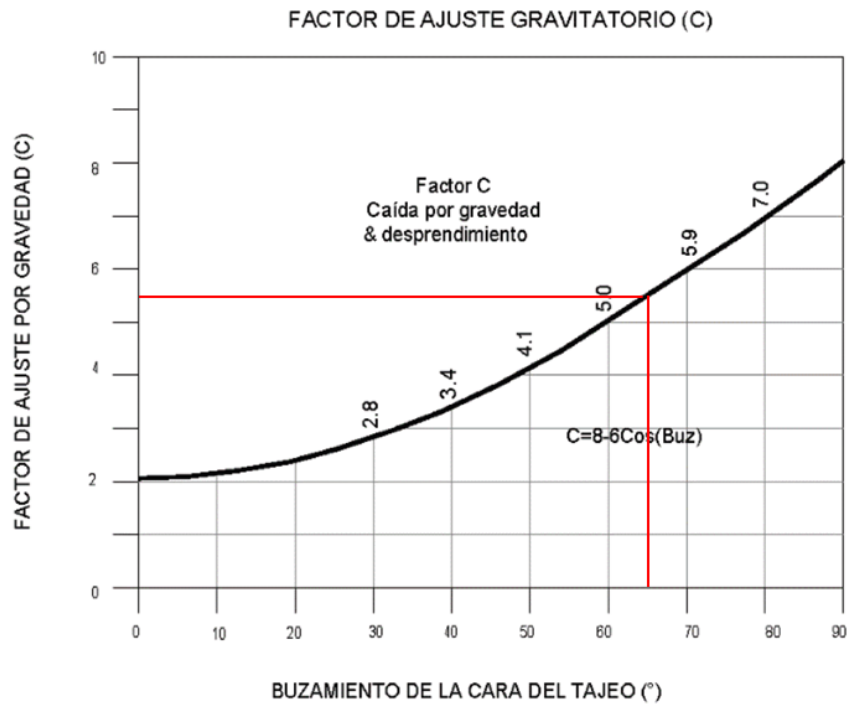


Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.2.4 Factor C para el Escenario 3. Para poder estimar el Factor C usamos el buzamiento de la veta (Ver Tabla 24) y la Figura 42, encontrando que el valor del Factor C es de 5.46.

Figura 42

Factor C para el escenario 3



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.2.5 Radio Hidráulico (RH) para el escenario 3. Para calcular el RH en el escenario 3 usamos lo indicado en la Figura 14 encontrando que el valor del RH es el que se muestra en la Tabla 35.

Tabla 35

Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 3

Ítem	Porcentaje de Incidencia
h	10m
w	20.0m
RH	3.33

Nota: Elaboración Propia

3.5.2.6 Número de estabilidad (N') y análisis del método gráfico para el escenario 3. El número de estabilidad (N') se calcula haciendo uso de la ecuación (3). Posteriormente, procedemos a plasmar en el gráfico de estabilidad de Mathews (1980) los valores que se muestran en la Tabla 36.

Tabla 36

Número de estabilidad y RH para el escenario 3

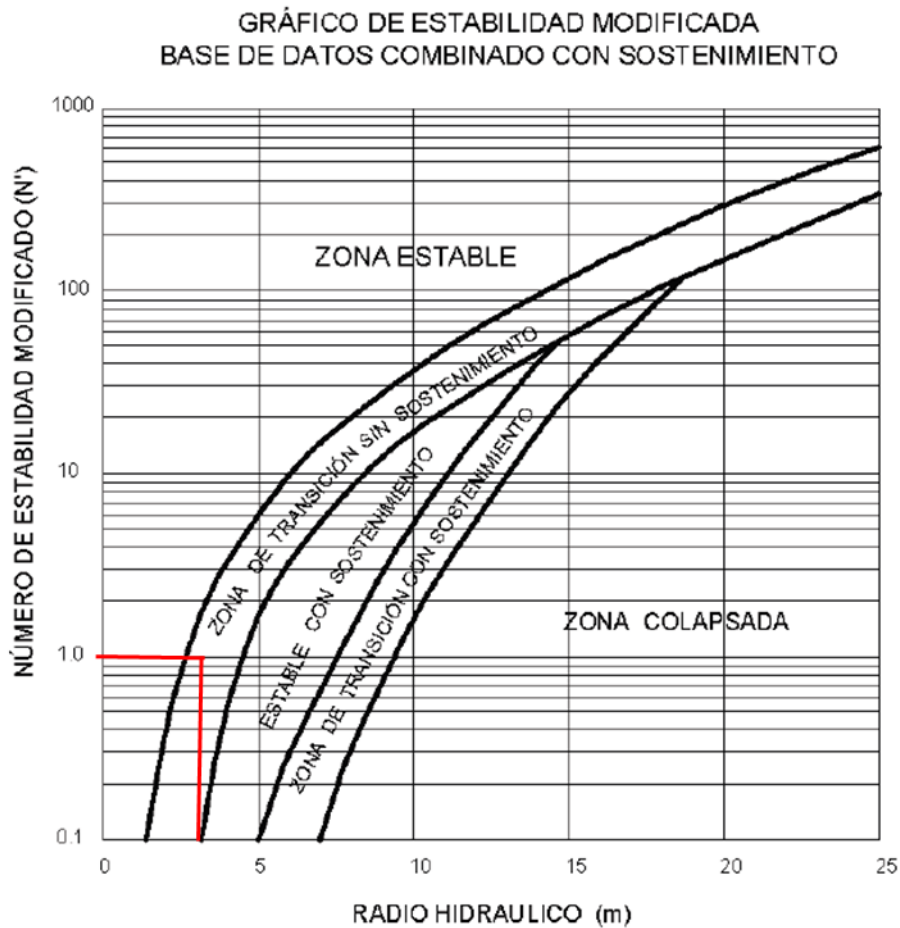
Item	Valor
Número de Estabilidad (N')	1.08
RH	3.33

Nota: Elaboración propia

De la Figura 43 podemos ver que la caja techo con las dimensiones propuestas en el escenario 3 se encuentran en la zona de transición sin sostenimiento por lo que se concluye que el escenario 3 es estable con sostenimiento.

Figura 43

Gráfico de estabilidad modificada para el escenario 3



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.3 Análisis de la Caja techo para el Escenario 4 usando el método gráfico de estabilidad

Para analizar la estabilidad de la caja techo es necesario calcular el Número de estabilidad (N') y el radio hidráulico cuyo detalle se muestra a continuación.

3.5.3.1 Cálculo del Q' modificado para el Escenario 4. Haciendo uso de las ecuaciones (6) y (7) y con un valor de RMR de 50 (Inmaculada, 2017) se calcula el valor de Q_{74} para luego proceder a calcular el Q' modificado haciendo uso de las ecuaciones (4) y (5) cuyos resultados se muestran en la Tabla 20.

3.5.3.2 Factor A para el Escenario 4. Para poder estimar el Factor A en el escenario 4 es necesario conocer la relación entre la Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) y el Esfuerzo máximo Inducido.

La Resistencia a la Compresión Uniaxial en la caja techo es de 49.1 MPa (Allpoc, 2020) mientras que para calcular el esfuerzo máximo inducido (σ_{max}) es necesario encontrar primero el esfuerzo vertical (σ_v) y el esfuerzo horizontal (σ_{h1}). Ver Figura 38.

El esfuerzo vertical se calcula mediante la multiplicación del peso específico del material por la profundidad del tajeo medido desde la superficie. El esfuerzo vertical calculado se muestra en la Tabla 37.

Tabla 37

Esfuerzo vertical para el escenario 4

Ítem	Valor
Peso específico de la roca encajonante	25.31 KN/m ³
Profundidad del tajeo	75m
Esfuerzo Vertical	1.90 MPa

Nota: Elaboración Propia

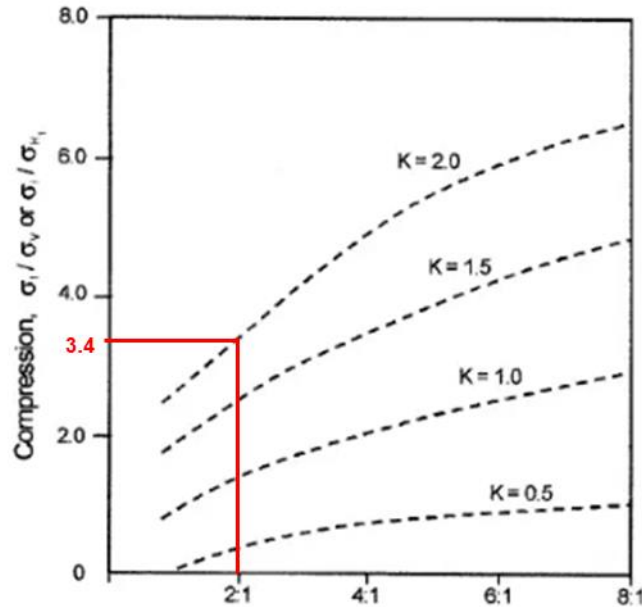
El esfuerzo vertical nos permitirá encontrar el valor de “k” que es la relación de el esfuerzo horizontal (σ_{h1}) entre el esfuerzo vertical (σ_v), para esto hacemos uso del modelo de Sheorey (1994) que se muestra en la Figura 27.

De la Figura 27 se puede estimar que para una profundidad de 75m el valor de “k” es 2. El valor de k multiplicado por el valor del esfuerzo vertical nos dará como resultado el valor del esfuerzo horizontal. Ver Tabla 38.

Posteriormente calculamos la relación Longitud / Altura de corte, este valor sumado al valor de k permitirá encontrar la relación entre el esfuerzo máximo inducido y el esfuerzo vertical haciendo uso de la Figura 44.

Figura 44

Relación entre el esfuerzo máximo inducido y el esfuerzo vertical - escenario 4



Fuente: Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. (s.f.). Extending The Mathews Stability Graph for Open Slope Designs.

Tabla 38

Esfuerzo horizontal para el escenario 4

Ítem	Valor
k	2
Longitud / Altura	2
Esfuerzo vertical	1.90 MPa
Relación $\frac{\sigma_{m\acute{a}x}}{\sigma_v}$	3.4
Esfuerzo horizontal	3.80 MPa

Nota: Elaboración Propia

Una vez calculado el esfuerzo máximo inducido procedemos a buscar la relación entre la resistencia compresiva uniaxial y el esfuerzo máximo inducido. Ver Tabla 39.

Tabla 39

Relación entre la Resistencia compresiva uniaxial y el Esfuerzo máximo inducido - escenario 4

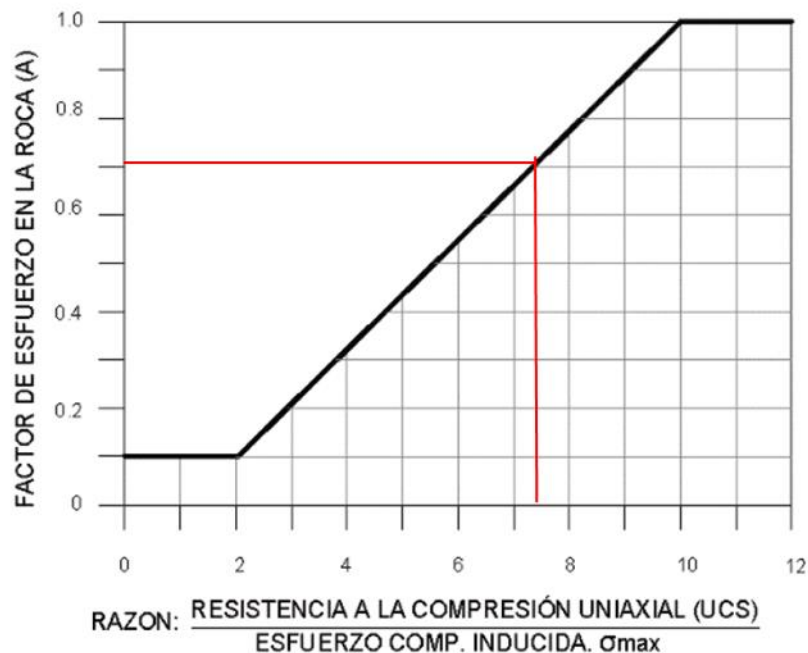
Ítem	Valor
Resistencia compresiva Uniaxial	49.1 MPa
Esfuerzo Máximo Inducido	6.45 MPa
Relación $\frac{\sigma_c}{\sigma_{max}}$	7.61

Nota: Elaboración Propia

Encontrada la relación $\frac{\sigma_c}{\sigma_{max}}$ podemos encontrar que el Factor A para el escenario 4 tiene el valor de 0.73. Ver Figura 45.

Figura 45

Factor A para el escenario 4



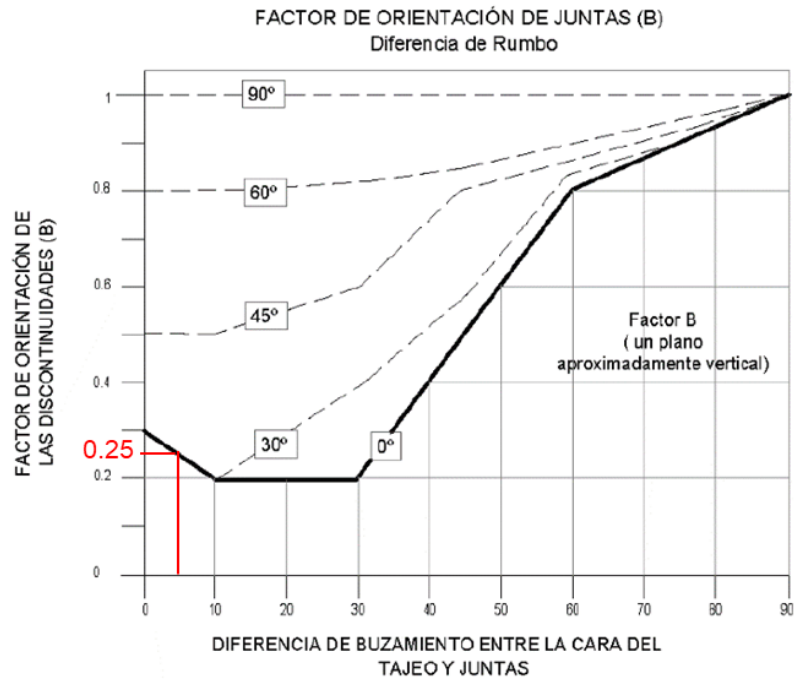
Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.3.3 Factor B para el Escenario 4. Para poder estimar el Factor B es necesario conocer el buzamiento de la veta, de las fallas y la diferencia entre el rumbo de la veta y la falla. Ver Tabla 24.

Con los datos mencionados en la Tabla 24 procedemos a estimar que el Factor B toma el valor de 0.25. Ver Figura 46.

Figura 46

Factor B para el escenario 4

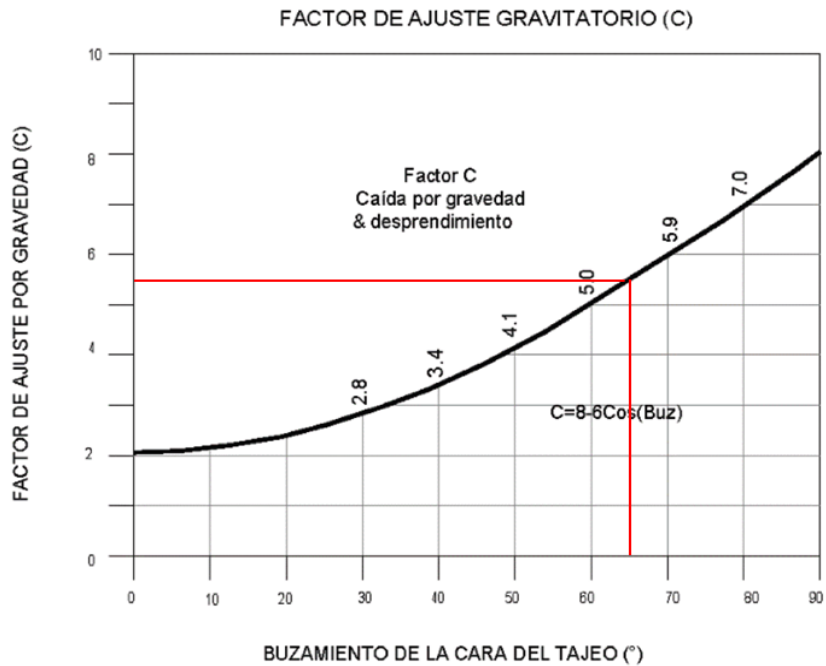


Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.3.4 Factor C para el Escenario 4. Para poder estimar el Factor C usamos el buzamiento de la veta (Ver Tabla 24) y la Figura 47, encontrando que el valor del Factor C es de 5.46.

Figura 47

Factor C para el escenario 4



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.5.3.5 Radio Hidráulico (RH) para el escenario 4. Para calcular el RH en el escenario 4 usamos lo indicado en la Figura 14 encontrando que el valor del RH es el que se muestra en la Tabla 40.

Tabla 40

Cálculo del Radio Hidráulico para el escenario 4

Ítem	Valor
h	10m
w	20.0m
RH	3.33

Nota: Elaboración Propia

3.5.3.6 Número de estabilidad (N') y análisis del método gráfico para el escenario 4. El número de estabilidad (N') se calcula haciendo uso de la ecuación (3). Posteriormente, procedemos a plasmar en el gráfico de estabilidad de Mathews (1980) los valores que se muestran en la Tabla 36.

Tabla 41

Número de estabilidad y RH para el escenario 4

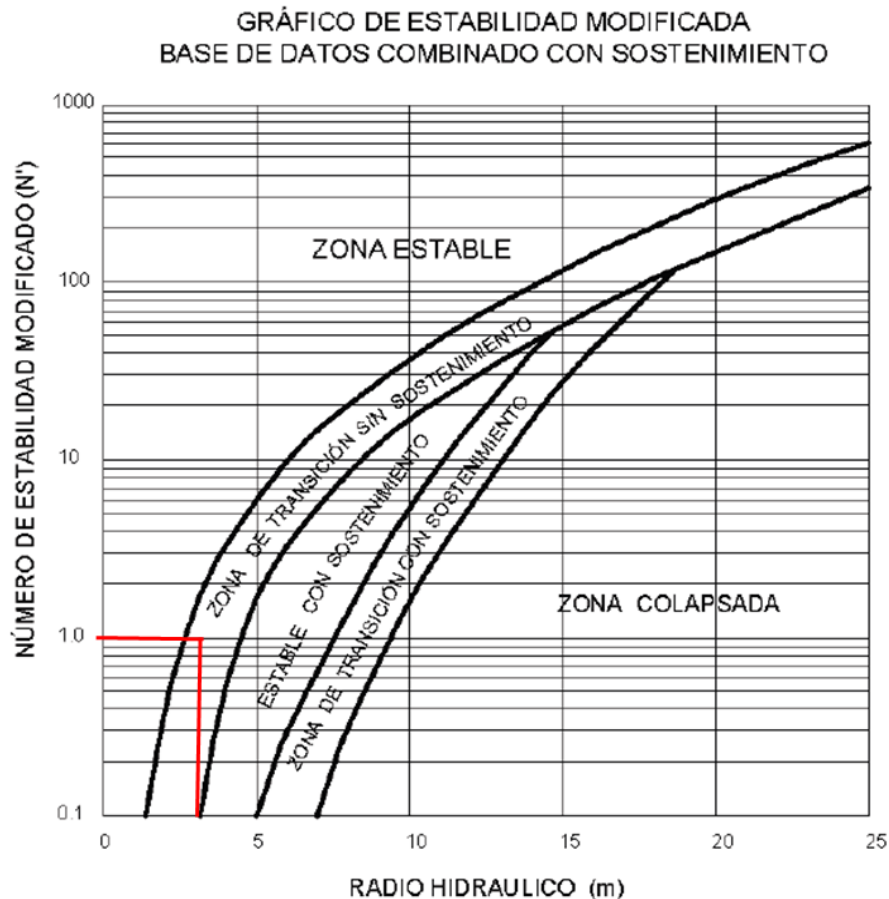
Item	Valor
Número de Estabilidad (N')	1.12
RH	3.33

Nota: Elaboración propia

De la Figura 48 vemos que la caja techo con las dimensiones propuestas en el escenario 4 se encuentran en la zona de transición sin sostenimiento por lo que se concluye que el escenario 4 es estable con sostenimiento.

Figura 48

Gráfico de estabilidad modificado para el escenario 4



Fuente: Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Lima: Osinergmin.

3.6 Labores mineras de avance por cuentas

El área de Planeamiento de la U.O. Inmaculada divide las labores mineras de avance por diversos tipos de cuentas los cuales se muestran en la siguiente Tabla:

Tabla 42*Labores mineras de avance por cuentas*

Tipo de cuenta	Descripción
Infraestructura Operación	Labores sobre desmonte necesarias para acceder al cuerpo mineralizado. By Pass y sus refugios, Ventanas, accesos y cámaras
Preparación Capex ⁵	Labores de preparación para la explotación del cuerpo mineralizado. Subniveles y sus refugios correspondientes
Preparación Opex ⁶	Labores de preparación que permiten la operatividad del tajeo. Chimeneas y Orepas

Nota: Adaptado de (Inmaculada, 2017). Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada. Ayacucho.

3.7 Diseño de minado, programa de avances y producción para el método de Corte y Relleno Ascendente (CRC-B) Convencional en Breasting

Para poder realizar un comparativo en dos métodos de explotación (Tajo por subniveles con taladros largos y Corte y Relleno Convencional en Breasting) se procede a analizar el método de Corte y relleno Convencional en Breasting

Se diseñaron 2 Bypass y 2 subniveles en los niveles 4375 y 4420, todos con sus respectivos refugios y ventanas. El diseño en vista longitudinal e isométrica se aprecian en la Figura 50 y Figura 51 respectivamente.

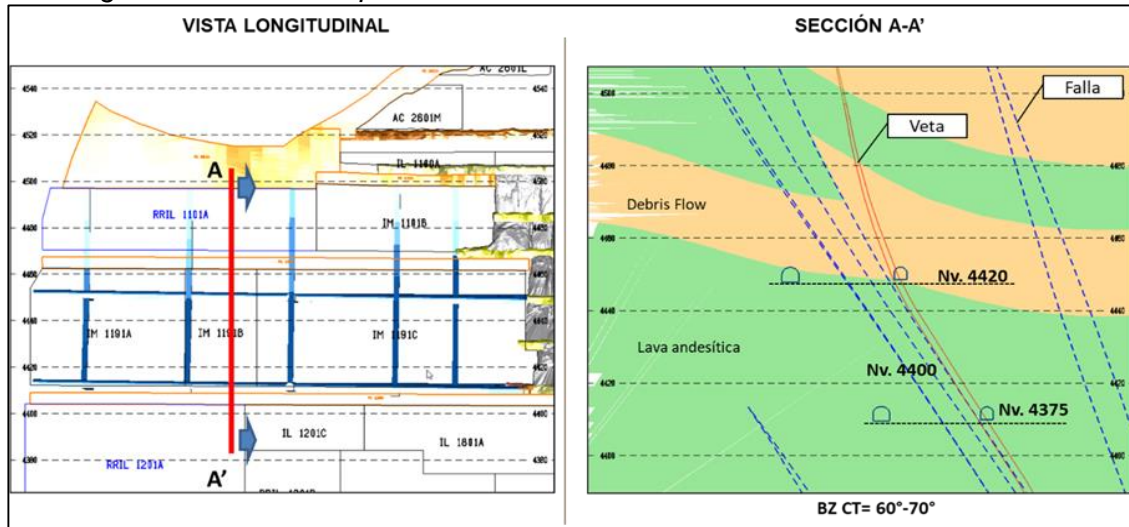
Para asegurar la operatividad del tajeo de corte y relleno se diseñó 2 Ore Pass y 2 chimeneas.

⁵ Capex: Inversión en capital que realiza una compañía para adquirir, mantener o mejorar su activo no corriente. (López, 2018)

⁶ Opex: Costo continuo para el funcionamiento de un producto, negocio o sistema. (Buján, 2017)

Figura 49

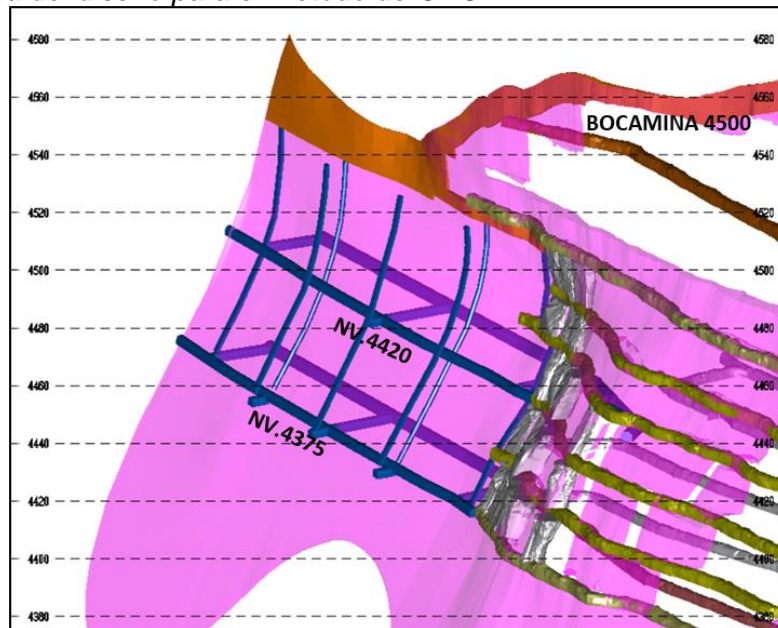
Vista longitudinal del diseño para CRC-B



Fuente: Elaboración propia

Figura 50

Vista isométrica del diseño para el método de CRC-B



Fuente: Elaboración propia

El programa de labores de avance comprende una ejecución de 1,621 metros durante 3 años tal como se muestra en la Tabla 43. El detalle del cronograma de avances por nivel se puede ver en el Anexo 2.

Tabla 43*Cronograma de avances en metros lineales para el diseño del método de CRC-B*

Tipo de cuenta	Tipo labor	Sección	Año 1 (m)	Año 2 (m)	Año 3 (m)	Total (m)
Infraestructura de operación	BP	4.50x4.00	439	0	0	439
	RF	2.00x2.00	23	0	0	23
	VE	3.50x3.50	164	0	0	164
Total infraestructura de operación			625	0	0	625
Preparación capex	RF	2.00x2.00	12	0	0	12
	SN	3.50x3.50	416	0	0	416
Total preparación capex			428	0	0	428
Preparación opex	CH	2.40x1.20	90	180	135	405
	OP	2.00x2.00	36	72	54	162
Total preparación opex			126	252	189	567
Total general (m)			1,180	252	189	1,621

Nota: Elaboración propia

El cronograma de producción para el método de Corte y Relleno Convencional en Breasting (CRC-B) consiste en el aporte de mineral de 9,703 toneladas de mineral en subniveles y 19,509 toneladas de producción el 1er año de producción mientras que a partir del 2do año el aporte de mineral solo se programa en tajeos tal como se muestra en la Tabla 44.

Tabla 44

Cronograma de producción para el diseño de labores para el método CRC-B

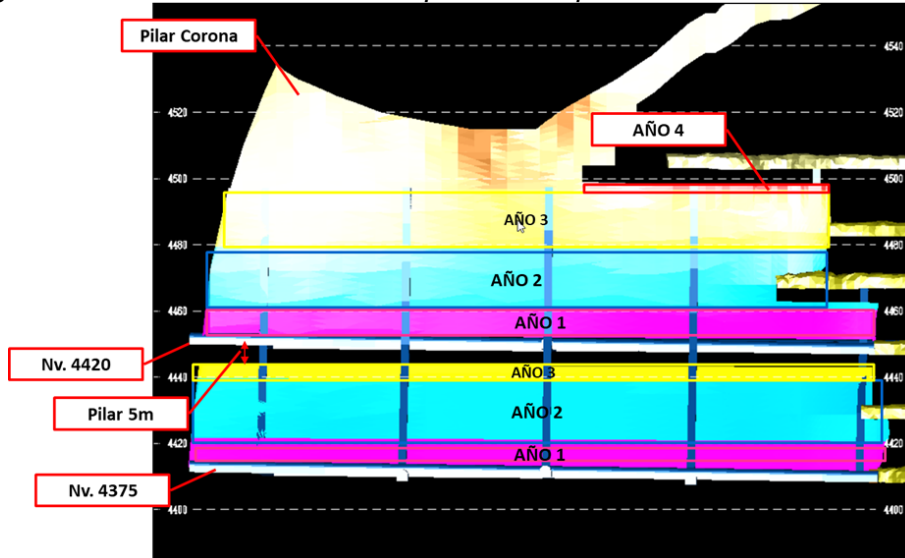
Veta	Labor	Valores	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Total
Ángela	Subnivel	Tonelaje (t)	9,703				9,703
		Ley Ag (g/t)	56.29				56.29
		Ley Au (g/t)	1.72				1.72
		Potencia (m)	1.56				1.56
		Dilución (%)	89%				89%
	Tajo	Tonelaje (t)	19,509	32,252	14,991	627	67,378
		Ley Ag (g/t)	82.32	84.36	101.53	162.00	88.31
		Ley Au (g/t)	2.60	2.54	3.12	7.17	2.73
		Potencia (m)	1.59	1.40	1.20	1.99	1.42
		Dilución (%)	27%	27%	27%	21%	27%
Total Tonelaje (t)			29,212	32,252	14,991	627	77,082
Total Ley Ag (g/t)			73.67	84.36	101.53	162.00	84.28
Total Ley Au (g/t)			2.31	2.54	3.12	7.17	2.60
Total Potencia (m)			1.58	1.40	1.20	1.99	1.43
Total Dilución (%)			42%	27%	27%	21%	32%

Nota: Elaboración Propia

El tajeo en estudio presenta una longitud de 200 metros dejando un pilar de 5m de altura por debajo del Nv 4420 y un pilar corona por encima del Nv. 4500 con una altura de entre 17 y 35 metros según recomendación del área de Geotecnia de la U.O. Inmaculada.

Figura 51

Vista longitudinal del secuenciamiento de producción para el método de CRC-B



Fuente: Elaboración propia

3.8 Diseño de minado, programa de avances y producción para el método de Tajeo por Subniveles con Taladros largos para 15m de altura de corte.

El método de explotación de Taladros Largos Longitudinales requiere de infraestructura diferente a la del método de Corte y Relleno Convencional por lo que para la zona en estudio se diseñó 2,004 metros de labores

Se diseñaron 5 Bypass y 5 subniveles en los niveles 4375, 4400, 4420, 4440 y 4460, todos con sus respectivos refugios y ventanas. El diseño en vista longitudinal e isométrica se aprecian en la Figura 52 y Figura 53 respectivamente.

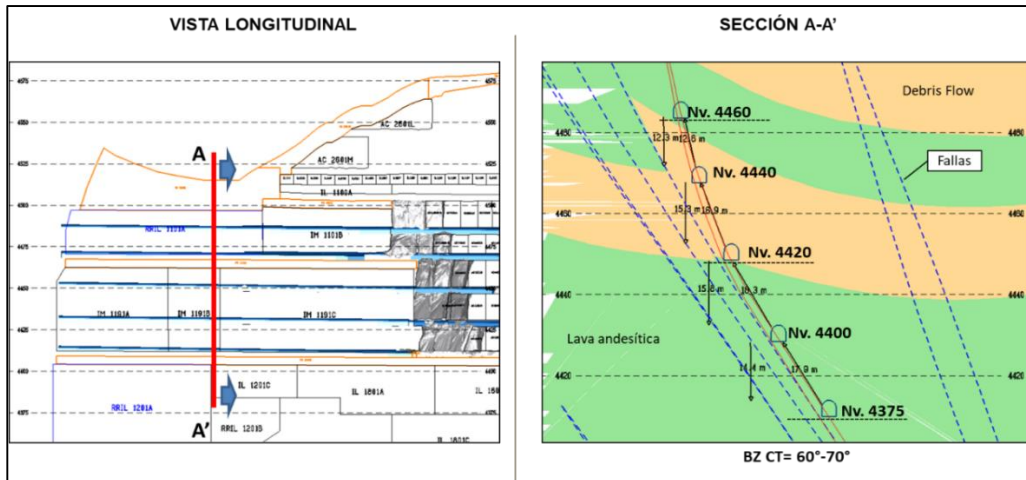
Las dimensiones de las secciones de las labores diseñadas así como el programa de avances se muestran en la Tabla 45.

El programa de avances con detalle por nivel se puede ver en el Anexo 3.

La veta de la zona de estudio posee un buzamiento de entre 60°-70° con una potencia promedio de 1.47m.

Figura 52

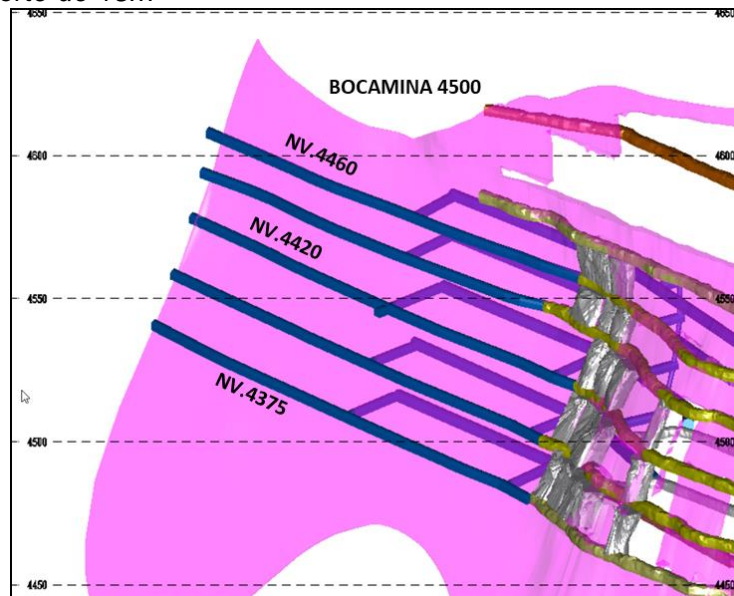
Vista longitudinal del diseño de tajeo por subniveles con taladros largos para altura de corte de 15m



Fuente: Elaboración propia

Figura 53

Vista isométrica del diseño para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos para altura de corte de 15m



Fuente: Elaboración propia

Tabla 45*Programa de avances para el método de Tajeo por subniveles con altura de corte de 15m*

Cuenta	Tipo labor	Sección	Año 1 (m)
Infraestructura de operación	BP	4.00x4.00	499
		4.50x4.00	244
	RF	2.00x2.00	36
	VE	3.50x3.50	206
	CA	3.50x3.50	
	OP	2.00x2.00	
Total infraestructura de operación			985
Preparación capex	RF	2.00x2.00	30
	SN	3.50x4.00	989
Total preparación capex			1,019
Total general			2,004

Nota: Elaboración propia

El cronograma de producción para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos con 15 m de altura de corte consiste en el aporte de mineral de 31,275 toneladas de mineral en subniveles y 44,607 toneladas de producción el 1er año de producción mientras que el 2º año el aporte de mineral es de 43,601 como se muestra en la Tabla 46

Tabla 46*Cronograma de producción por año para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos - Altura de corte de 15m*

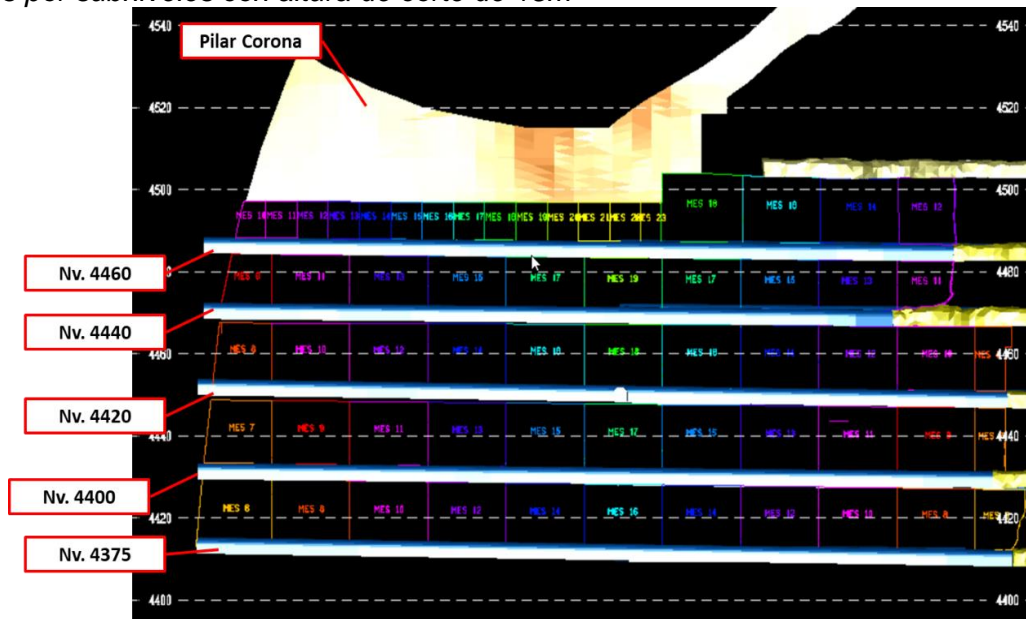
Veta	Labor	Valores	Año 1	Año 2	Total
Ángela	Subnivel	Tonelaje (t)	31,215		31,215
		Ley Ag (g/t)	47.24	0.00	47.24
		Ley Au (g/t)	1.42	0.00	1.42
		Potencia (m)	1.42	0.00	1.42
		Dilución (%)	128%	0%	128%
	Tajo	Tonelaje (t)	44,607	43,601	88,208
		Ley Ag (g/t)	60.70	69.32	64.96
		Ley Au (g/t)	1.71	2.42	2.06
		Potencia (m)	1.59	1.39	1.49
		Dilución (%)	80%	80%	80%
Total Tonelaje (t)			75,823	43,601	119,423
Total Ley Ag (g/t)			55.16	69.32	60.33
Total Ley Au (g/t)			1.59	2.42	1.89
Total Potencia (m)			1.52	1.39	1.47
Total Dilución (%)			96%	80%	90%

Nota: Elaboración propia

El minado de este método de explotación se realiza mediante tajeos cuyas dimensiones son de 18.3mx20mx1.45m para poder alcanzar aproximadamente 1,000 toneladas por tajeo. Ver Tabla 47.

Figura 54

Vista longitudinal del cronograma de producción para el método de explotación de Taladros largos por subniveles con altura de corte de 15m



Fuente: Elaboración propia

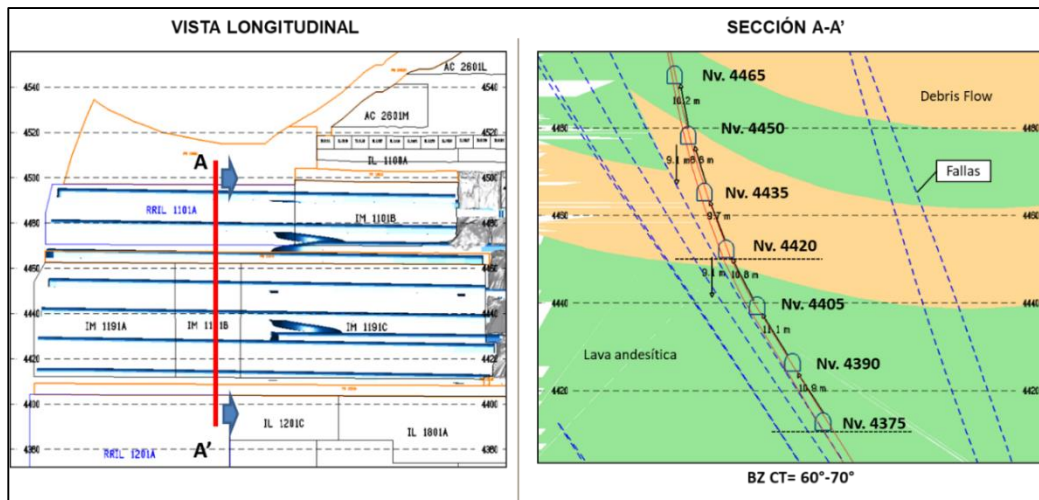
3.9 Diseño de minado, programa de avances y producción para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos para 9m de altura de corte

El método de explotación de Taladros Largos Longitudinales requiere de infraestructura diferente a la del método de Corte y Relleno Convencional por lo que para la zona en estudio se diseñó 2,644 metros de labores.

Se diseñaron 5 Bypass y 7 subniveles en los niveles 4375, 4390, 4405, 4420, 4435, 4450 y 4465, todos con sus respectivos refugios y ventanas. El diseño en vista longitudinal e isométrica se aprecian en la Figura 55 y Figura 56 respectivamente.

Figura 55

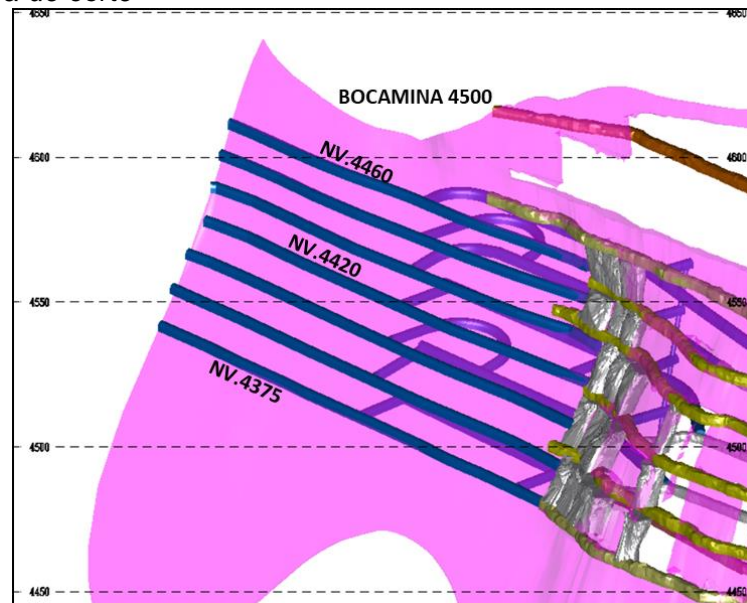
Vista longitudinal para el método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos con 9m de altura de corte



Fuente: Elaboración propia

Figura 56

Vista isométrica para el método de explotación de Tajeo por subniveles con taladros largos con 9m de altura de corte



Fuente: Elaboración propia

Las dimensiones de las secciones de las labores diseñadas así como el programa de avances se muestran en la Tabla 47.

Tabla 47

Cronograma de Avances para el diseño de método de Tajeo por subniveles con taladros largos con altura de corte de 9m

Cuenta	Tipo labor	Sección	Año 1 (m)
Infraestructura de operación	BP	4.50mx4.00m	260
		4.00mx4.00m	535
	RF	2.00mx2.00m	36
	VE	3.50mx3.50m	133
	OP	2.00mx2.00m	63
	AC	3.50mx3.50m	159
	CA	3.50mx3.50m	71
Total infraestructura de operación			1,257
Preparación capex	RF	2.00mx2.00m	42
	SN	3.50mx4.00m	1,345
Total preparación capex			1,387
Total general (m)			2,644

Nota: Elaboración propia

El detalle del cronograma de avances por nivel se ven en los Anexos 4 y 5.

El cronograma de producción para el método de Tajeo por Subniveles con taladros largos con 9 m de distancia vertical entre subniveles consiste en el aporte de mineral de 44,344 toneladas de mineral en subniveles y 8,703 toneladas de producción el 1er año, mientras que el 2º año el aporte de mineral es de 46,170 como se muestra en la Tabla 48

Tabla 48

Cronograma de producción para el Método de Tajeo por Subniveles con taladros largos para 9m de altura de corte

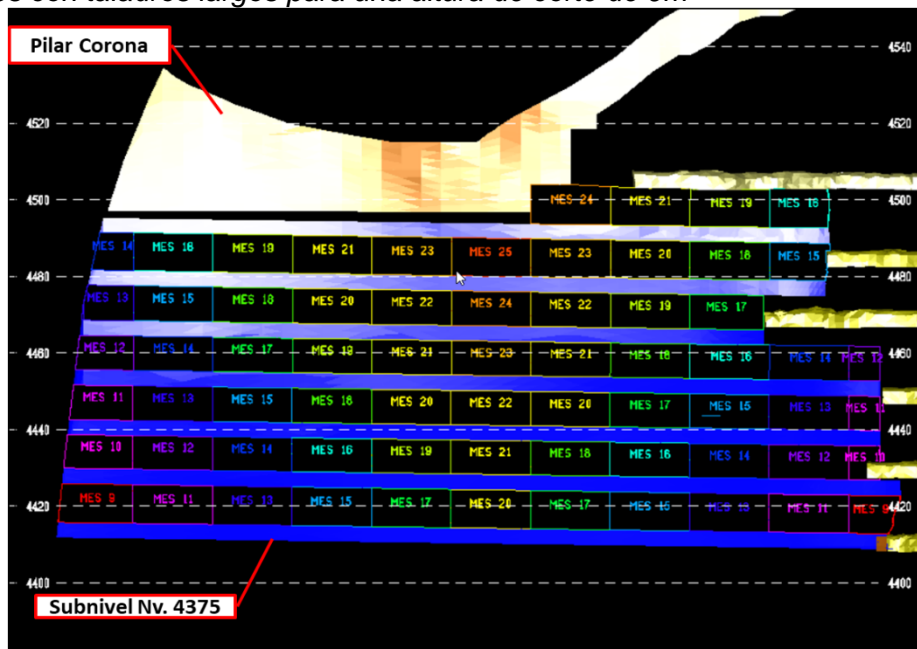
Labor	Valores	Año 1	Año 2	Año 3	Total
Subnivel	Tonelaje (t)	44,344			44,344
	Ley Ag (g/t)	48.53	-	-	48.53
	Ley Au (g/t)	1.49	-	-	1.49
	Potencia (m)	1.39	-	-	1.39
	Dilución (%)	128%	0%	0%	128%
Tajo	Tonelaje (t)	8,703	46,170	577	55,451
	Ley Ag (g/t)	80.57	91.08	103.56	89.56
	Ley Au (g/t)	1.86	3.10	1.02	2.89
	Potencia (m)	1.55	1.47	0.87	1.47
	Dilución (%)	30%	30%	30%	30%
Total Tonelaje (t)		53,047	46,170	577	99,795
Total Ley Ag (g/t)		53.78	91.08	103.56	71.33
Total Ley Au (g/t)		1.55	3.10	1.02	2.27
Total Potencia (m)		1.42	1.47	0.87	1.44
Total Dilución (%)		103%	30%	30%	61%

Nota: Elaboración propia

El minado de este método de explotación se realiza mediante tajeos cuyas dimensiones son de 10mx20mx1.45m para poder alcanzar aproximadamente 350 toneladas por tajeo. Ver Figura 57.

Figura 57

Vista longitudinal del secuenciamiento de producción para el método de Tajeo por subniveles con taladros largos para una altura de corte de 9m



Fuente: Elaboración propia.

3.10 Costos por método de explotación

Los costos por método de explotación se dividen en costos de avance y costos de producción. El costo de avance por metro lineal incluye los costos de sostenimiento. Los costos de producción para el método de Corte y Relleno convencional en Breasting (Ver Tabla 50 son diferentes a los costos de producción del método de Tajeo por subniveles con taladros largos debido a que el personal, los equipos, el tipo de sostenimiento, tipo de relleno y ritmo de producción son diferentes.

Los costos de producción para el método de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 15m y de 9m son los mismos debido a que la única diferencia entre estos es la cantidad de metros necesaria en las labores de avance. Ver Tabla 51.

Los costos para las labores de avance por metro se pueden ver en la Tabla 49.

Tabla 49*Costos de labores de avance*

Tipo de labor	Sección	US \$/m
Rampa (+/-)	4.50mx4.00m	2107
By Pass/Crucero	4.50mx4.00m	1990
Ventana/Crucero	4.00mx4.00m	1883
Rampa (+/-)	3.50mx3.50m	1819
By Pass/Ventana/Crucero	3.50xm3.50m	1819
By Pass/Cámara	4.00mx4.00m	1883
Galería/Subnivel	3.50mx4.00m	1840
RF en desmonte	2.00mx2.00m	850
RF en subnivel	2.00mx2.00m	878
Subnivel (SN)	3.50mx3.50m	1646
Ore Pass (OP)	2.00mx2.00m	1148
Chimenea (CH)	2.40mx1.20m	681

Nota: Adaptado de Área de Planeamiento de la U.O. Inmaculada

Tabla 50*Costos para el método de CRC-B*

Tipo	Costo (US \$/t)
Costo Geología	2.30
Costo Mina	85.70
Costo Planta	24.20
Costo Servicios Generales	16.30
Costo Administración Mina	16.20
Total	144.70

Nota: Adaptado de Área de Planeamiento de la U.O. Inmaculada

Tabla 51*Costos para el método de Tajeo por Subniveles*

Tipo	Costo (US \$/t)
Costo Geología	2.30
Costo Mina	35.00
Costo Planta	24.20
Costo Servicios Generales	16.30
Costo Administración Mina	16.20
Total	94.00

Nota: Adaptado de Área de Planeamiento de la U.O. Inmaculada

3.11 Valor Punto

El valor del mineral extraído es calculado en base al Valor Punto para la ley de Oro y Plata. Los valores utilizados en la presente investigación se muestran en la Tabla 52.

Tabla 52*Valor punto en dólares por gramo (US\$/g) para oro (Au) y plata (Ag)*

Metal	Valor Punto	Unidades
Plata (Ag)	0.4716	US\$/g
Oro (Au)	35.27441	US\$/g

Nota: Adaptado de Área de planeamiento de la U.O. Inmaculada

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Cálculo del Flujo de Caja Anual y Valor Presente Neto (VPN)

Cada tajo explotado según su método de explotación genera un ingreso y de la misma forma por los costos asociados en avance y producción genera egresos.

La presente investigación calcula el flujo de caja anual para los siguientes casos:

- Usando el costo total para los métodos de explotación de CRC-B y para el método de Tajeo por Subniveles con altura de corte de 15m y 9m.
- Usando el costo mina para para el método de Tajeo por Subniveles con altura de corte de 9m.

4.1.1 Flujo de Caja Anual y VPN para el método CRC-B usando el costo total

El flujo de Caja Anual usando el costo total para el método de CRC-B (Ver Tabla 53) es calculado usando las leyes, tonelaje de producción y dilución mostrada en la Tabla 44.

Tabla 53

Flujo de caja anual con costo total para el método de CRC-B

Ítem	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4
Ingresos (US\$)	3,390,331	4,173,647	2,365,092	206,434
Egresos (US\$)	4,812,255	4,872,199	2,707,118	90,755
Flujo de caja (US\$)	-1,421,923	-698,552	-342,026	115,680

Nota: Elaboración propia

Una vez calculado el Flujo de caja anual con el costo total se calcula el VPN con una tasa de rentabilidad anual de 7%. Ver Tabla 54.

Tabla 54

VPN para el método de CRC-B usando el costo total

Ítem	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4
Flujo de Caja (US\$)	-\$1,421,923	-\$698,552	-\$342,026	\$115,680
VPN (US\$)	-\$2,129,986			

Nota: Elaboración Propia

De la Tabla 54 se puede ver que la aplicación del método de explotación de CRC-B a un costo total, no produciría ganancias por encima de la rentabilidad planteada (7%) debido a que el VPN es menor que cero.

4.1.2 Flujo de Caja Anual para el método Tajeo por Subniveles con TL con altura de corte de 15m usando el costo total.

El flujo de Caja Anual usando el costo total para el método de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 15m (Ver Tabla 55) es calculado usando las leyes, tonelaje de producción y dilución mostrada en la Tabla 46.

Tabla 55

Flujo de caja anual con costo total para el método de Tajeo por subniveles con TL de altura de corte de 15m

Ítem	Año 1	Año 2
Ingresos (US\$)	4,527,288	6,813,638
Egresos (US\$)	6,448,492	5,679,898
Flujo de caja (US\$)	- 1,921,204	1,133,740

Nota: Elaboración propia

Una vez calculado el Flujo de caja anual con el costo total se calcula el VPN con una tasa de rentabilidad anual de 7%. Ver Tabla 56.

Tabla 56

VPN para el método de Tajeo por subniveles con TL con altura de corte de 15m usando el costo total

Ítem	Año 1	Año 2
Flujo de Caja (US\$)	-\$1,921,204	\$1,133,740
VPN (US\$)	-\$805,265	

Nota: Elaboración propia

De la Tabla 56 se puede ver que la aplicación del método de explotación de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 15m a un costo total, no produciría ganancias por encima de la rentabilidad planteada (7%) debido a que el VPN es menor que cero.

4.1.3 Flujo de Caja Anual para el método Tajeo por Subniveles con TL con altura de corte de 9m usando el costo total.

El flujo de Caja Anual usando el costo total para el método de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 9m (Ver Tabla 57) es calculado usando las leyes, tonelaje de producción y dilución mostrada en la Tabla 48.

Tabla 57

Flujo de caja anual con costo total para el método de Tajeo por subniveles con TL con altura de corte de 9m y dilución de 30%

Ítem	Año 1	Año 2	Año 3
Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
Egresos (US\$)	5,617,752	4,340,008	54,261
Flujo de Caja (US\$)	-1,367,683	2,693,376	-5,315

Nota: Elaboración propia

Una vez calculado el Flujo de caja anual con el costo total se calcula el VPN con una tasa de rentabilidad anual de 7%. Ver Tabla 58.

Tabla 58

VPN para el método de Tajeo por subniveles con TL con altura de corte de 9m usando el costo total y dilución de 30%

Ítem	Año 1	Año 2	Año 3
Flujo de Caja (US\$)	-\$1,367,683	\$2,693,376	-\$5,315
VPN (US\$)	\$1,069,952		

Nota: Elaboración propia

De la Tabla 58 se puede ver que la aplicación del método de explotación de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 9m a un costo total y con dilución de 30%, si produciría ganancias por encima de la rentabilidad planteada (7%) debido a que el VPN es mayor que cero.

En vista que para una dilución de 30% se logra obtener un VPN mayor que cero, se procede a calcular el valor del VPN para dilución de 35%, 40%, 45%, 55%, 60%, 65%, 70%, 75%, 80%, 85%, 90%, 95% y 100% con el objetivo de conocer el comportamiento del VPN respecto al incremento de la dilución (Ver Tabla 59 y Tabla 60). Para esto en primer lugar es necesario plantear un cronograma de producción para los valores de dilución de 35% a 100% antes mencionados. El detalle del cronograma de producción para los valores de dilución indicados se puede ver en los Anexos: 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24, 25, 26, 27, 28, 29, 30, 31, 32 y 33.

Tabla 59*VPN para dilución de 30% a 60% - costo total - rentabilidad 7%*

Dilución de tajeos	Ítem	Año 1	Año 2	Año 3
30%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,617,752	4,340,008	54,261
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,367,683	2,693,376	- 5,315
	VPN (US\$)	1,069,952		
35%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,649,217	4,506,932	56,348
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,399,148	2,526,453	- 7,402
	VPN (US\$)	893,045		
40%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,680,682	4,673,855	58,435
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,430,613	2,359,529	- 9,489
	VPN (US\$)	716,137		
45%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,712,147	4,840,778	60,522
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,462,078	2,192,606	- 11,576
	VPN (US\$)	539,230		
50%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,743,612	5,007,702	62,609
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,493,543	2,025,683	- 13,663
	VPN (US\$)	362,322		
55%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,775,077	5,174,625	64,696
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,525,008	1,858,759	- 15,750
	VPN (US\$)	185,415		
60%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,806,542	5,341,549	66,783
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,556,473	1,691,836	- 17,837
	VPN (US\$)	8,508		

Nota: Elaboración propia

Tabla 60*VPN para dilución de 65% a 100% - costo total - rentabilidad 7%*

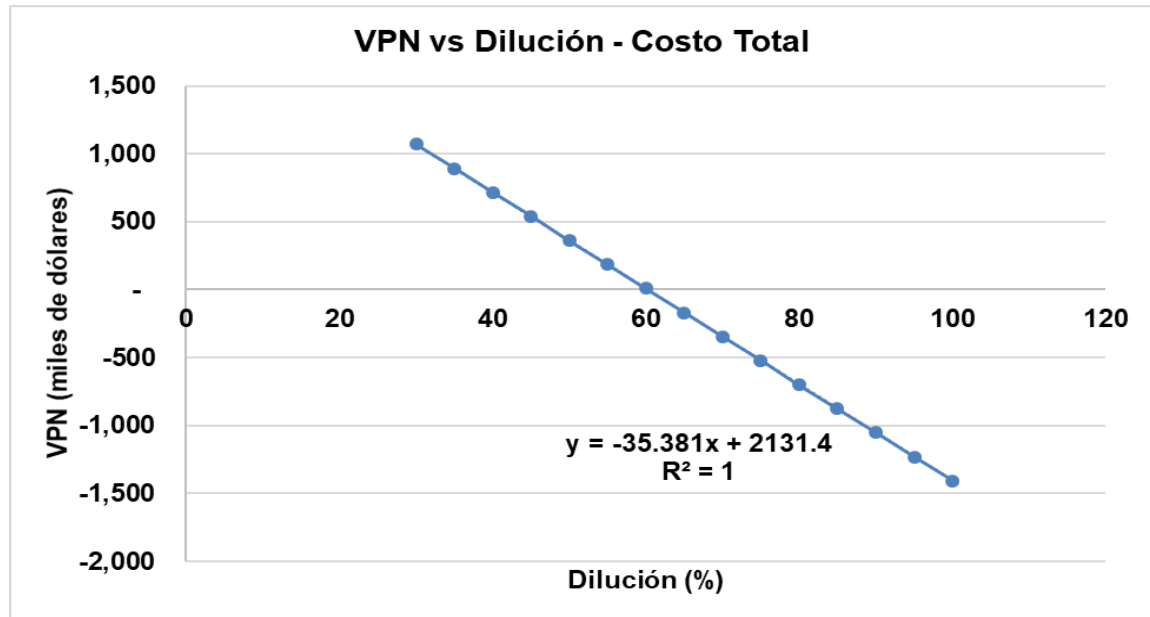
Dilución de tajeos	Ítem	Año 1	Año 2	Año 3
65%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,838,007	5,508,472	68,870
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,587,937	1,524,912	- 19,924
	VPN (US\$)	- 168,400		
70%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,869,471	5,675,395	70,957
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,619,402	1,357,989	- 22,011
	VPN (US\$)	- 345,307		
75%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,900,936	5,842,319	73,044
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,650,867	1,191,066	- 24,098
	VPN (US\$)	- 522,214		
80%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,932,401	6,009,242	75,131
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,682,332	1,024,142	- 26,185
	VPN (US\$)	- 699,122		
85%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,963,866	6,176,165	77,218
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,713,797	857,219	- 28,272
	VPN (US\$)	- 876,029		
90%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,995,331	6,343,089	79,305
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,745,262	690,296	- 30,358
	VPN (US\$)	- 1,052,937		
95%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	6,026,796	6,510,012	81,392
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,776,727	523,372	- 32,445
	VPN (US\$)	- 1,229,844		
100%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	6,058,261	6,676,936	83,479
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,808,192	356,449	- 34,532
	VPN (US\$)	- 1,406,751		

Nota: Elaboración propia

De las Tabla 59 y Tabla 60 se puede elaborar la Figura 58 el cual muestra que para una dilución mayor a 60.24%, siendo evaluado a costo total, el VPN será menor que cero.

Figura 58

VPN vs Dilución evaluado a costo total - Tajeo por subniveles con taladros largos a 9m de altura de corte



Fuente: Elaboración propia

4.1.4 Flujo de Caja Anual para el método Tajeo por Subniveles con TL con altura de corte de 9m usando el costo mina.

En vista que la zona de estudio no es la única en operación en Veta Ángela se realiza también el análisis solamente con el costo mina asumiendo que los demás costos son absorbidos por el resto de la operación.

El flujo de Caja Anual usando el costo mina para el método de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 9m es calculado para las diluciones de 30%, 35%, 40%, 45%, 50%, 55%, 60%, 65%, 70%, 75%, 80%, 85%, 90%, 95% y 100%, se usa además el detalle del cronograma de producción para las diluciones antes mencionadas el cual se muestra en los Anexos: 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23, 24, 25, 26, 27, 28, 29, 30, 31, 32 y 33

Una vez calculado el Flujo de caja anual se calcula el VPN con una tasa de rentabilidad anual de 7%. Ver Tabla 61, Tabla 9 y Tabla 62 y Tabla 10.

Tabla 61*VPN para dilución de 30% a 60% - costo mina - rentabilidad 7%*

Dilución de tajeos	Ítem	Año 1	Año 2	Año 3
30%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,104,272	1,615,960	20,204
	Flujo de Caja (US\$)	- 854,203	5,417,424	28,743
	VPN (US\$)	3,956,930		
35%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,115,988	1,678,113	20,981
	Flujo de Caja (US\$)	- 865,919	5,355,272	27,966
	VPN (US\$)	3,891,060		
40%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,127,703	1,740,265	21,758
	Flujo de Caja (US\$)	- 877,634	5,293,119	27,189
	VPN (US\$)	3,825,190		
45%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,139,419	1,802,417	22,535
	Flujo de Caja (US\$)	- 889,350	5,230,967	26,412
	VPN (US\$)	3,759,321		
50%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,151,135	1,864,570	23,312
	Flujo de Caja (US\$)	- 901,066	5,168,815	25,635
	VPN (US\$)	3,693,451		
55%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,162,850	1,926,722	24,089
	Flujo de Caja (US\$)	- 912,781	5,106,662	24,857
	VPN (US\$)	3,627,581		
60%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,174,566	1,988,874	24,866
	Flujo de Caja (US\$)	- 924,497	5,044,510	24,080
	VPN (US\$)	3,561,711		

Nota: Elaboración propia

Tabla 62*VPN para dilución de 65% a 100% - costo mina - rentabilidad 7%*

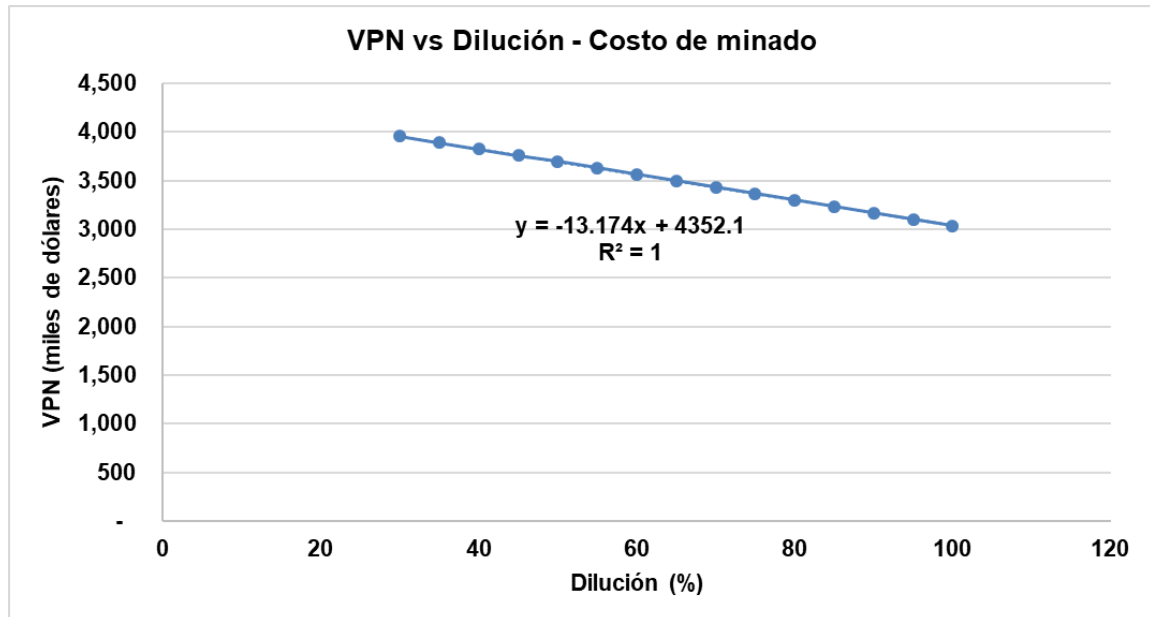
Dilución de tajeos	Ítem	Año 1	Año 2	Año 3
65%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,186,282	2,051,027	25,643
	Flujo de Caja (US\$)	- 936,213	4,982,358	23,303
	VPN (US\$)	3,495,842		
70%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,197,997	2,113,179	26,420
	Flujo de Caja (US\$)	- 947,928	4,920,205	22,526
	VPN (US\$)	3,429,972		
75%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,209,713	2,175,331	27,197
	Flujo de Caja (US\$)	- 959,644	4,858,053	21,749
	VPN (US\$)	3,364,102		
80%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,221,429	2,237,484	27,974
	Flujo de Caja (US\$)	- 971,360	4,795,901	20,972
	VPN (US\$)	3,298,232		
85%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,233,144	2,299,636	28,751
	Flujo de Caja (US\$)	- 983,075	4,733,748	20,195
	VPN (US\$)	3,232,362		
90%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,244,860	2,361,788	29,528
	Flujo de Caja (US\$)	- 994,791	4,671,596	19,418
	VPN (US\$)	3,166,493		
95%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,256,576	2,423,941	30,305
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,006,506	4,609,444	18,641
	VPN (US\$)	3,100,623		
100%	Ingresos (US\$)	4,250,069	7,033,384	48,946
	Egresos (US\$)	5,268,291	2,486,093	31,083
	Flujo de Caja (US\$)	- 1,018,222	4,547,291	17,864
	VPN (US\$)	3,034,753		

Nota: Elaboración propia

De la Tabla 61 y Tabla 62 se puede elaborar la Figura 59, la cual muestra que para una dilución mayor a 330.35%, siendo evaluado a costo de minado, el VPN será menor que cero.

Figura 59

VPN vs Dilución evaluado a costo mina - Tajeo por subniveles con taladros largos a 9m de altura de corte



Fuente: Elaboración propia

Para el caso de estudio, en vetas angostas, el método de explotación de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 9m tiene mayor posibilidad de generar rentabilidad por encima del 7% que el método de explotación de Corte y relleno ascendente convencional en breasting y que el método de Tajeo por subniveles con altura de corte de 15m.

El análisis de la caja techo con el método gráfico de estabilidad para los tajeos con el método de explotación de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 15m y 9m arroja que ambas dimensiones de tajeo propuestos son estables con sostenimiento.

En el método de explotación de Tajeo por Subniveles con taladros largos con altura de corte de 9m al revisar la Figura 58 y la Figura 59 se puede deducir que si se realiza un análisis mediante el costo total el Tajeo no debe exceder de más de 60.24% de dilución para poder generar una rentabilidad mayor a 7%, mientras que si se realiza el análisis con el costo mina el tajeo puede explotarse hasta con un 330.35% de dilución para poder generar una rentabilidad mayor a 7%.

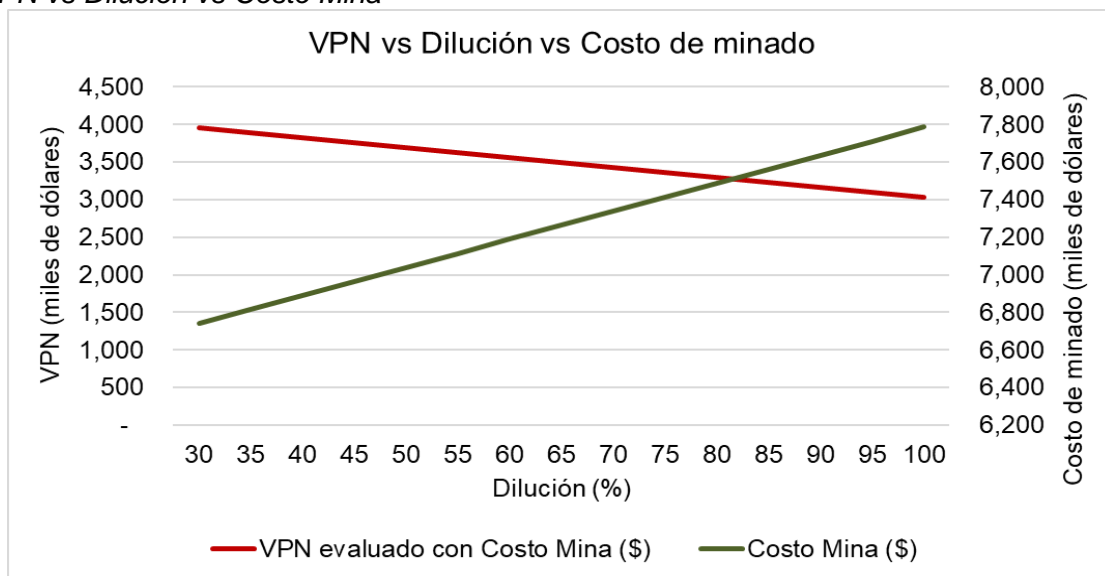
Para realizar el análisis de rentabilidad haciendo uso sólo del costo mina debemos asumir que los demás costos asociados son absorbidos por el resto de la operación.

4.2 Dilución de un tajo y costo de explotación

A medida que la dilución aumenta, la ley disminuye y es mayor el tonelaje de explotación, por lo que al tener un mayor tonelaje a evacuar, el costo (en dólares) se incrementa y manteniendo un valor punto constante; el VPN disminuye. Esto se puede apreciar en la Figura 60 y Figura 61.

Figura 60

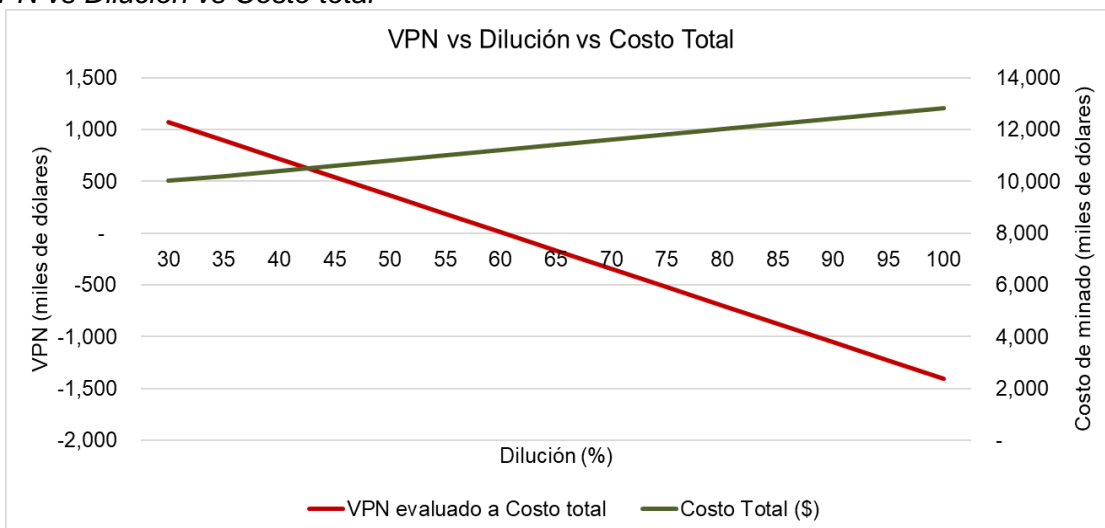
VPN vs Dilución vs Costo Mina



Fuente: Elaboración propia

Figura 61

VPN vs Dilución vs Costo total



Fuente: Elaboración propia

4.3 Contrastación de Hipótesis General

Hipótesis Nula (H0): El análisis del impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas permite incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea.

Hipótesis Alternativa (H1): El análisis del impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas no permite incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea.

Al analizar el impacto de la dilución en la rentabilidad se verifica que a mayor dilución el valor del VPN disminuye y al alcanzar valores negativos ocasiona que el método de explotación no sea rentable.

En la Figura 58 y Figura 59 se puede ver que a medida que la dilución disminuye el VPN aumenta por lo tanto la rentabilidad de la operación se incrementa. Además, a medida que la dilución disminuye la ley de mineral aumenta y el tonelaje a explotar también esto se puede ver en la Figura 60 y Figura 61. De lo expuesto se acepta la Hipótesis Nula (H0)

4.4 Contrastación de Hipótesis Específica 1

Hipótesis Nula (H0): El análisis de estabilidad de la Caja Techo del tajeo de taladros largos en vetas angostas mediante el método gráfico de estabilidad permitirá verificar el potencial colapso del tajeo con las dimensiones propuestas

Hipótesis Alternativa (H1): El análisis de estabilidad de la Caja Techo del tajeo de taladros largos en vetas angostas mediante el método gráfico de estabilidad no permitirá verificar el potencial colapso del tajeo con las dimensiones propuestas.

De lo calculado en el Capítulo III y lo expresado en la Figura 32, Figura 37, Figura 43 y Figura 48 se puede ver que mediante el método gráfico de estabilidad se puede verificar el potencial colapso del tajeo; por lo que se acepta la Hipótesis Nula (H0).

4.5 Contrastación de Hipótesis Específica 2

Hipótesis Nula (H0): El análisis de rentabilidad permitirá definir la altura de corte del tajeo de explotación.

Hipótesis Alternativa (H1): El análisis de rentabilidad no permitirá definir la altura de corte del tajeo de explotación.

Se puede ver en la Tabla 56 que para tajeos de Taladros largos (TL) con altura de corte de 15m el VPN es menor que cero por lo que se elige la altura de corte de 9m la cual tal como se muestra en la Tabla 59 y Tabla 60 permite que el VPN sea mayor que cero. De lo expuesto se acepta la Hipótesis Nula H0.

Conclusiones

Los tajeos con las dimensiones propuestas poseen una Caja Techo estable de acuerdo a la evaluación realizada con el método gráfico de estabilidad.

Analizar la rentabilidad usando el costo total permite concluir que el método de explotación de Taladros largos en vetas angostas con altura de corte de 9m es más rentable que el método de explotación de Corte y relleno ascendente en breasting y que el método de taladros largos con altura de corte de 15m, siempre y cuando la dilución del tajeo con altura de corte de 9m no supere el 60.24%.

Analizar el impacto de la dilución en la rentabilidad de la operación minera subterránea obliga implementar controles operativos que eviten alcanzar una dilución que genere que el VPN sea cero o menor que cero.

Manteniendo constante el Valor Punto de Ag y Au, a medida que el valor de la dilución incrementa, el Valor Presente Neto disminuye y a medida que la dilución disminuye, el Valor Presente Neto aumenta incrementando la rentabilidad.

Analizar la rentabilidad usando el costo mina permite concluir que la explotación del tajeo por taladros largos con altura de corte de 9m puede ser rentable con diluciones de hasta 330.35% como máximo.

Recomendaciones

Se recomienda realizar el análisis de la dilución y su relación con la rentabilidad de la explotación no solamente en tajeos de vetas angostas sino también en vetas de mayor potencia ya que esto permite conocer el grado de afectación a la rentabilidad de la explotación de cada tajeo.

Se recomienda que el análisis de la dilución sea acompañado por controles operativos en campo como desviación de taladros, carga explosiva y secuencia de voladura.

Se recomienda analizar el impacto de la dilución en la rentabilidad del resto de vetas angostas existentes cuyas características geométricas sean apropiadas para el método de explotación de Taladros Largos.

Referencias bibliográficas

- Allpoc, L. (2020). *Evaluación y optimización del sostenimiento con cable bolting en la Unidad Operativa Inmaculada, Hochschild Mining - Ayacucho*. Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Antonio, W. (2017). *Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso Mina Austria Duvaz - Morococha*. Tesis de pregrado, Universidad Continental, Huancayo.
- Apaza, E. (2013). *Implementación de Taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras - Pashsa, Mina Huarón S.A.* Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- Belisario, M., & Condori, R. (2021). *Aplicación del Método gráfico de Estabilidad de Mathews en vetas angostas para determinar la dimensión geométrica óptima del tajeo N°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz*. Tesis de pregrado, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, Lima.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering*. United States: John Wiley & Sons, Inc.
- Buján, A. (28 de 08 de 2017). *enciclopediafinanciera.com*. Retrieved 18 de Febrero de 2023, from <http://www.encyclopediainanciera.com/definicion-opex.html>
- Bustillo, M., & López, C. (1997). En *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras* (págs. 393-478). Madrid: Entorno Gráfico, S.L.
- Carlos, I., & Rivera, E. (2016). *Ventajas económicas de la implementación del método de explotación Sublevel Stopping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococha*. Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo.

- Castillo, E. (2020). *Implementación del método sublevel stoping con taladros largos para el incremento de la producción en el tajo 830E en la zona de profundización de la compañía Minera Bateas S.A.C.* Tesis de pregrado, Universidad Continental, Arequipa.
- Córdoba, M. (2011). *Formulación y Evaluación de Proyectos*. Bogotá: Ecoe Ediciones.
- Cuevas, J., & Paucarchuco, E. (2020). *Mejora de la recuperación del mineral y control de la dilución de los métodos de minado Bench and fill y sublevel stoping con taladros largos, zona Hadas, de la Unidad Minera Raura*. Tesis de pregrado, Universidad Continental, Huancayo.
- Energía, M. d. (2003). *Glosario Técnico Minero*. Bogotá: Ministerio de Minas y Energía.
- Escalona, I. (2010). *Métodos de Evaluación Financiera en Evaluación de Proyectos*. México: UPIICSA-IPN.
- Española, D. d. (2005). *WordReference*. (Espasa-Calpe, Editor) Retrieved 15 de Febrero de 2023, from <https://www.wordreference.com/definicion/rentabilidad>
- española, D. d. (2005). *WordReference.com*. (Espasa-Calpe, Editor) Retrieved 17 de 03 de 2023, from <https://www.wordreference.com/definicion/litolog%C3%ADa>
- Española, D. d. (s.f.). *WordReference.com* . (2. Espasa-Calpe, Editor) Retrieved 18 de Febrero de 2023, from <https://www.wordreference.com/definicion/litolog%C3%ADa>
- Española, G. D. (2022). *The Free Dictionary By Farlex*. (S. Larousse Editorial, Editor) Retrieved 17 de 03 de 2023, from <https://es.thefreedictionary.com/veta>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Española, Real Academia*. (R. A. Española, Editor) <https://dle.rae.es/costo#B7MbcqN>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor) <https://dle.rae.es/diluci3n>

- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor)
<https://dle.rae.es/colapso?m=form>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor)
<https://dle.rae.es/tajo?m=form>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor)
<https://dle.rae.es/plan?m=form>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor)
<https://dle.rae.es/plan?m=form>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor)
<https://dle.rae.es/estabilidad?m=form>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor)
<https://dle.rae.es/roca?m=form>
- Española, R. A. (23 de 04 de 2023). *Real Academia Española*. (R. A. Española, Editor)
<https://dle.rae.es/subterr%C3%A1neo>
- Gonzales de Vallejo, L., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería Geológica*.
Madrid: Pearson Educación, S.A.
- Guerrero, L. (2015). *Aplicación de Taladros largos en Vetas Angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA Nv. 200 - Flor de Loto - Compañía Minera Raura S.A.* Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Piura, Piura.
- Inmaculada, P. d. (2017). *Memoria Descriptiva de Operaciones Mineras de la Unidad Operativa Inmaculada*. Ayacucho.
- Llanque, O., & Navarro, V. (Edits.). (1999). *Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos*. Puno: Perú Offset Editores.

- López, J. (8 de Junio de 2018). *Economipedia.com*. Retrieved 18 de Febrero de 2023, from <https://economipedia.com/definiciones/capex.html>
- Mathews, K., Hoek, E., Willye, D. C., & Stewart, S. B. (1980). *Prediction of Stable Excavation Spans for Mining at Depths below 1000 meters in Hard Rock*. Canadá: Centre for Mineral and Energy Technology.
- Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. (s.f.). Extending The Mathews Stability Graph for Open Stope Designs.
- Muruaga, S. (2016). *Selección de métodos de explotación para vetas angostas*. Tesis de pregrado, Universidad de Chile, Santiago de Chile.
- Osinermin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima: Osinermin.
- Qitao, P., Xiuli, D., Bo, L., Yuting, Z., Shuling, H., & Zhihong, D. (2016). An improved method for estimating in situ stress in a elastic rock mass its engineering application. *De Gruyter Open*.
- Rijalba Palacios, F. (2018). *Mecánica de Rocas, Geotecnia y Geomecánica en la Ingeniería de Minas*. Madrid, España: Grupo SPS Training.
- Schlumberger. (2023). *Schlumberger Energy Glossary*. (S. Limited, Editor) https://glossary.slb.com/es/terms/u/uniaxial_compressive_strength
- Villaescusa, E. (2014). *Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping*. Boca Ratón: Taylor & Francis Group.

Anexos

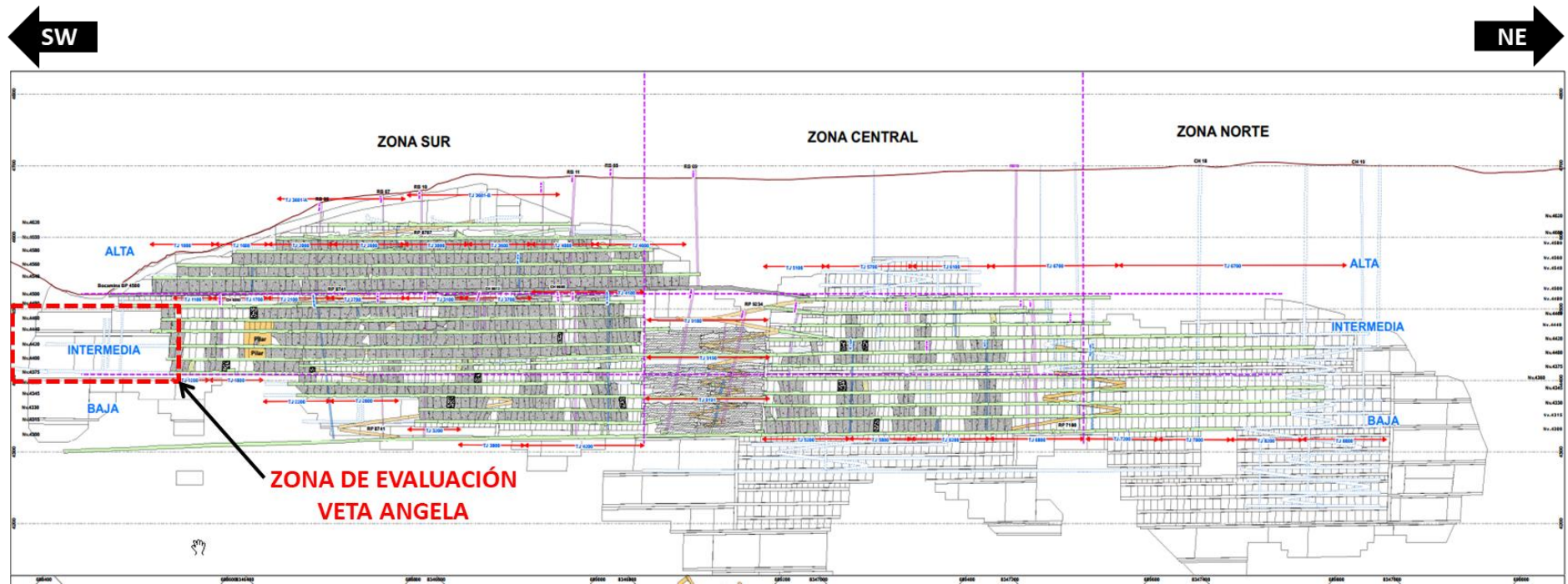
Anexo 1: Vista longitudinal de la zona de estudio.....	4
Anexo 2: Cronograma de avances por Nivel para el método de CRC-B.....	5
Anexo 3: Avances por Nivel para Tajeo por SN con TL-15m.....	6
Anexo 4: Avances por Nivel para Tajeo por SN con TL- 9m – Infraestructura de operación...7	
Anexo 5: Avances por Nivel para Tajeo por SN con TL- 9m – Preparación capex.....	8
Anexo 6: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 35% - Mes 1 al mes 12.....	9
Anexo 7: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 35% - Mes 13 al mes 25.....	10
Anexo 8: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 40% - Mes 1 al mes 12.....	11
Anexo 9: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 40% - Mes 13 al mes 25.....	12
Anexo 10: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 45% - Mes 1 al mes 12.....	13
Anexo 11: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 45% - Mes 13 al mes 25.....	14
Anexo 12: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 50% - Mes 1 al mes 12.....	15
Anexo 13: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 50% - Mes 13 al mes 25.....	16
Anexo 14: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 55% - Mes 1 al mes 12.....	17
Anexo 15: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 55% - Mes 13 al mes 25.....	18

Anexo 16: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 60% - Mes 1 al mes 12.....	19
Anexo 17: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 60% - Mes 13 al mes 25.....	20
Anexo 18: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 65% - Mes 1 al mes 12.....	21
Anexo 19: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 65% - Mes 13 al mes 25.....	22
Anexo 20: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 70% - Mes 1 al mes 12.....	23
Anexo 21: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 70% - Mes 13 al mes 25.....	24
Anexo 22: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 75% - Mes 1 al mes 12.....	25
Anexo 23: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 75% - Mes 13 al mes 25.....	26
Anexo 24: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 80% - Mes 1 al mes 12.....	27
Anexo 25: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 80% - Mes 13 al mes 25.....	28
Anexo 26: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 85% - Mes 1 al mes 12.....	29
Anexo 27: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 85% - Mes 13 al mes 25.....	30
Anexo 28: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 90% - Mes 1 al mes 12.....	31
Anexo 29: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 90% - Mes 13 al mes 25.....	32

Anexo 30: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 95% - Mes 1 al mes 12.....	33
Anexo 31: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 95% - Mes 13 al mes 25.....	34
Anexo 32: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 100% - Mes 1 al mes 12.....	35
Anexo 33: Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 100% - Mes 13 al mes 25.....	36
Anexo 34: Matriz de consistencia.....	37

Anexo 1

Vista longitudinal de la zona de estudio



Fuente: Área de Planeamiento de la U.O. Inmaculada

Anexo 2

Cronograma de avances por Nivel para el método de CRC-B

Tipo de cuenta	Tipo labor	Sección	Año 1 (m)	Año 2 (m)	Año 3 (m)	Total (m)	
Infraestructura de operación	4375	BP	4.50x4.00	188	-	-	188
		RF	2.00x2.00	11	-	-	11
		VE	3.50x3.50	81	-	-	81
	Total 4375			279	-	-	279
	4420	BP	4.50x4.00	252	-	-	252
		RF	2.00x2.00	12	-	-	12
VE		3.50x3.50	83	-	-	83	
Total 4420			346	-	-	346	
Total infraestructura de operación			625	-	-	625	
Preparación capex	4375	RF	2.00x2.00	6	-	-	6
		SN	3.50x3.50	209	-	-	209
		Total 4375			215	-	-
	4420	RF	2.00x2.00	6	-	-	6
		SN	3.50x3.50	207	-	-	207
	Total 4420			213	-	-	213
Total preparación capex			428	-	-	428	
Preparación opex	4375	CH	2.40x1.20	45	90	45	180
		OP	2.00x2.00	18	36	18	72
	Total 4375			63	126	63	252
	4420	CH	2.40x1.20	45	90	90	225
		OP	2.00x2.00	18	36	36	90
	Total 4420			63	126	126	315
Total preparación opex			126	252	189	567	
						1,621	

Nota: Elaboración propia

Anexo 3

Avances por Nivel para Tajeo por SN con TL-15m

Cuenta	Nivel	Tipo labor	Sección	Año 1 (m)
Infraestructura de operación	4375	BP	4.50x4.00	92
		RF	2.00x2.00	6
		VE	3.50x3.50	58
		OP	2.00x2.00	
	4400	BP	4.00x4.00	155
		RF	2.00x2.00	9
		VE	3.50x3.50	45
		CA	3.50x3.50	
		OP	2.00x2.00	
	4420	BP	4.50x4.00	153
		RF	2.00x2.00	8
		VE	3.50x3.50	59
		CA	3.50x3.50	
		OP	2.00x2.00	
	4440	BP	4.00x4.00	148
		RF	2.00x2.00	6
		OP	3.50x3.50	23
		AC	3.50x3.50	
		CA	2.00x2.00	
	4460	BP	4.00x4.00	196
RF		2.00x2.00	8	
VE		3.50x3.50	21	
CA		3.50x3.50		
Total infraestructura de operación				985
4375	RF	2.00x2.00	6	
	SN	3.50x4.00	209	
4400	RF	2.00x2.00	6	
	SN	3.50x4.00	204	
4420	RF	2.00x2.00	6	
	SN	3.50x4.00	207	
4440	RF	2.00x2.00	6	
	SN	3.50x4.00	177	
4460	RF	2.00x2.00	6	
	SN	3.50x4.00	192	
Total preparación capex				1,019
Total general (m)				2,004

Nota: Elaboración propia

Anexo 4

Avances por Nivel para Tajeo por SN con TL- 9m – Infraestructura de operación

Tipo de Cuenta	Nivel	Tipo labor	Sección	Año 1 (m)
Infraestructura de operación	4375	BP	4.50x4.00	92
		RF	2.00x2.00	6
		VE	3.50x3.50	54
		OP	2.00x2.00	14
	Total 4375			165
	4400	BP	4.00x4.00	155
		RF	2.00x2.00	9
		VE	3.50x3.50	23
		OP	2.00x2.00	17
		AC	3.50x3.50	82
		CA	3.50x3.50	28
	Total 4400			314
	4420	BP	4.50x4.00	169
		RF	2.00x2.00	8
		VE	3.50x3.50	56
		OP	2.00x2.00	17
		CA	3.50x3.50	14
	Total 4420			263
	4440	BP	4.00x4.00	170
		RF	2.00x2.00	8
OP		2.00x2.00	15	
AC		3.50x3.50	78	
CA		3.50x3.50	13	
Total 4440			284	
4460	BP	4.00x4.00	210	
	RF	2.00x2.00	6	
	CA	3.50x3.50	16	
Total 4460			232	
Total infraestructura de operación				1,257

Nota: Elaboración propia

Anexo 5

Avances por Nivel para Tajeo por SN con TL- 9m – Preparación capex

Tipo de Cuenta	Nivel	Tipo labor	Sección	Año 1 (m)
Preparación capex	4375	RF	2.00x2.00	6
		SN	3.50x4.00	208
	Total 4375			214
	4390	RF	2.00x2.00	6
		SN	3.50x4.00	172
	Total 4390			178
	4405	RF	2.00x2.00	6
		SN	3.50x4.00	207
	Total 4405			213
	4420	RF	2.00x2.00	6
		SN	3.50x4.00	201
	Total 4420			207
	4435	RF	2.00x2.00	6
		SN	3.50x4.00	175
	Total 4435			181
	4450	RF	2.00x2.00	6
		SN	3.50x4.00	198
	Total 4450			204
	4465	RF	2.00x2.00	6
		SN	3.50x4.00	183
Total 4465			189	
Total preparación capex				1,387

Nota: Elaboración propia

Anexo 6

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 35% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	
Tajeos con dilución 35%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,515	1,129	3,238	3,156
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	75.48	86.57	77.58	75.40
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.53	1.53	1.78	2.04
	Dilución (%)	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,600	2,318	3,238	3,156
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	58.92	69.90	77.58	75.40
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.32	1.68	1.78	2.04
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	97%	83%	35%

Nota: Elaboración propia

Anexo 7

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 35% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 35%	Tonelaje (t)	4,599	4,641	5,791	4,509	4,691	4,022	4,627	4,407	4,723	2,321	2,126	1,490	599
	Ley Ag (g/t)	75.55	77.24	79.98	87.29	77.40	90.52	106.47	85.61	105.56	89.22	83.91	108.40	99.73
	Ley Au (g/t)	2.30	2.29	2.36	3.16	2.67	2.96	4.02	3.13	4.34	3.16	2.71	2.44	0.98
	Dilución (%)	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%
Total	Tonelaje (t)	4,599	4,641	5,791	4,509	4,691	4,022	4,627	4,407	4,723	2,321	2,126	1,490	599
	Ley Ag (g/t)	75.55	77.24	79.98	87.29	77.40	90.52	106.47	85.61	105.56	89.22	83.91	108.40	99.73
	Ley Au (g/t)	2.30	2.29	2.36	3.16	2.67	2.96	4.02	3.13	4.34	3.16	2.71	2.44	0.98
	Dilución (%)	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%	35%

Nota: Elaboración propia

Anexo 8

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 40% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 40%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,571	1,171	3,358	3,273
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	72.78	83.47	74.81	72.70
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.47	1.48	1.71	1.97
	Dilución (%)	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,656	2,360	3,358	3,273
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	58.21	68.66	74.81	72.70
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.31	1.65	1.71	1.97
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	98%	84%	40%

Nota: Elaboración propia

Anexo 9

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 40% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 40%	Tonelaje (t)	4,769	4,813	6,005	4,676	4,865	4,171	4,798	4,571	4,898	2,407	2,205	1,546	622
	Ley Ag (g/t)	72.85	74.48	77.12	84.17	74.63	87.29	102.67	82.55	101.79	86.03	80.91	104.53	96.17
	Ley Au (g/t)	2.21	2.21	2.28	3.05	2.58	2.85	3.88	3.02	4.18	3.05	2.61	2.35	0.95
	Dilución (%)	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%
Total	Tonelaje (t)	4,769	4,813	6,005	4,676	4,865	4,171	4,798	4,571	4,898	2,407	2,205	1,546	622
	Ley Ag (g/t)	72.85	74.48	77.12	84.17	74.63	87.29	102.67	82.55	101.79	86.03	80.91	104.53	96.17
	Ley Au (g/t)	2.21	2.21	2.28	3.05	2.58	2.85	3.88	3.02	4.18	3.05	2.61	2.35	0.95
	Dilución (%)	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%

Nota: Elaboración propia

Anexo 10

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 45% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 45%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,627	1,213	3,478	3,390
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	70.27	80.60	72.23	70.20
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.42	1.42	1.65	1.90
	Dilución (%)	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,712	2,401	3,478	3,390
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	57.51	67.47	72.23	70.20
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.29	1.62	1.65	1.90
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	99%	86%	45%

Nota: Elaboración propia

Anexo 11

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 45% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 45%	Tonelaje (t)	4,939	4,984	6,219	4,843	5,038	4,320	4,969	4,734	5,073	2,493	2,284	1,601	644
	Ley Ag (g/t)	70.34	71.91	74.46	81.27	72.06	84.28	99.13	79.71	98.28	83.07	78.12	100.92	92.85
	Ley Au (g/t)	2.14	2.13	2.20	2.94	2.49	2.75	3.75	2.91	4.04	2.95	2.52	2.27	0.91
	Dilución (%)	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%
Total	Tonelaje (t)	4,939	4,984	6,219	4,843	5,038	4,320	4,969	4,734	5,073	2,493	2,284	1,601	644
	Ley Ag (g/t)	70.34	71.91	74.46	81.27	72.06	84.28	99.13	79.71	98.28	83.07	78.12	100.92	92.85
	Ley Au (g/t)	2.14	2.13	2.20	2.94	2.49	2.75	3.75	2.91	4.04	2.95	2.52	2.27	0.91
	Dilución (%)	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%	45%

Nota: Elaboración propia

Anexo 12

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 50% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 50%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,683	1,254	3,598	3,507
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	67.93	77.91	69.82	67.86
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.37	1.38	1.60	1.84
	Dilución (%)	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,768	2,443	3,598	3,507
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	56.84	66.31	69.82	67.86
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.28	1.59	1.60	1.84
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	100%	88%	50%	50%

Nota: Elaboración propia

Anexo 13

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 50% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 50%	Tonelaje (t)	5,110	5,156	6,434	5,010	5,212	4,469	5,141	4,897	5,248	2,579	2,362	1,656	666
	Ley Ag (g/t)	68.00	69.51	71.98	78.56	69.66	81.47	95.82	77.05	95.00	80.30	75.52	97.56	89.76
	Ley Au (g/t)	2.07	2.06	2.13	2.84	2.41	2.66	3.62	2.82	3.90	2.85	2.44	2.20	0.88
	Dilución (%)	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%
Total	Tonelaje (t)	5,110	5,156	6,434	5,010	5,212	4,469	5,141	4,897	5,248	2,579	2,362	1,656	666
	Ley Ag (g/t)	68.00	69.51	71.98	78.56	69.66	81.47	95.82	77.05	95.00	80.30	75.52	97.56	89.76
	Ley Au (g/t)	2.07	2.06	2.13	2.84	2.41	2.66	3.62	2.82	3.90	2.85	2.44	2.20	0.88
	Dilución (%)	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%	50%

Nota: Elaboración propia

Anexo 14

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 55% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 55%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,740	1,296	3,717	3,623
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	65.74	75.40	67.57	65.67
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.33	1.33	1.55	1.78
	Dilución (%)	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,824	2,485	3,717	3,623
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	56.18	65.20	67.57	65.67
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.26	1.57	1.55	1.78
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	102%	90%	55%	55%

Nota: Elaboración propia

Anexo 15

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 55% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 55%	Tonelaje (t)	5,280	5,328	6,648	5,177	5,386	4,618	5,312	5,060	5,423	2,665	2,441	1,711	688
	Ley Ag (g/t)	65.80	67.27	69.66	76.03	67.41	78.84	92.73	74.56	91.94	77.71	73.08	94.41	86.86
	Ley Au (g/t)	2.00	1.99	2.06	2.75	2.33	2.57	3.50	2.73	3.78	2.76	2.36	2.13	0.85
	Dilución (%)	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%
Total	Tonelaje (t)	5,280	5,328	6,648	5,177	5,386	4,618	5,312	5,060	5,423	2,665	2,441	1,711	688
	Ley Ag (g/t)	65.80	67.27	69.66	76.03	67.41	78.84	92.73	74.56	91.94	77.71	73.08	94.41	86.86
	Ley Au (g/t)	2.00	1.99	2.06	2.75	2.33	2.57	3.50	2.73	3.78	2.76	2.36	2.13	0.85
	Dilución (%)	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%	55%

Nota: Elaboración propia

Anexo 16

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 60% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 60%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,796	1,338	3,837	3,740
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	63.68	73.04	65.46	63.62
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.29	1.29	1.50	1.72
	Dilución (%)	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,881	2,527	3,837	3,740
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	55.53	64.12	65.46	63.62
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.25	1.54	1.50	1.72
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	103%	92%	60%	60%

Nota: Elaboración propia

Anexo 17

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 60% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 60%	Tonelaje (t)	5,450	5,500	6,863	5,344	5,560	4,767	5,483	5,224	5,598	2,751	2,520	1,766	710
	Ley Ag (g/t)	63.75	65.17	67.48	73.65	65.30	76.38	89.83	72.23	89.07	75.28	70.80	91.46	84.15
	Ley Au (g/t)	1.94	1.93	1.99	2.67	2.26	2.49	3.39	2.64	3.66	2.67	2.28	2.06	0.83
	Dilución (%)	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%
Total	Tonelaje (t)	5,450	5,500	6,863	5,344	5,560	4,767	5,483	5,224	5,598	2,751	2,520	1,766	710
	Ley Ag (g/t)	63.75	65.17	67.48	73.65	65.30	76.38	89.83	72.23	89.07	75.28	70.80	91.46	84.15
	Ley Au (g/t)	1.94	1.93	1.99	2.67	2.26	2.49	3.39	2.64	3.66	2.67	2.28	2.06	0.83
	Dilución (%)	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%	60%

Nota: Elaboración propia

Anexo 18

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 65% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 65%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,852	1,380	3,957	3,857
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	61.75	70.83	63.47	61.69
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.25	1.25	1.45	1.67
	Dilución (%)	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,937	2,569	3,957	3,857
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	54.90	63.07	63.47	61.69
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.23	1.52	1.45	1.67
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	104%	94%	65%	65%

Nota: Elaboración propia

Anexo 19

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 65% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 65%	Tonelaje (t)	5,621	5,672	7,077	5,511	5,733	4,916	5,655	5,387	5,772	2,837	2,599	1,822	733
	Ley Ag (g/t)	61.82	63.19	65.44	71.42	63.32	74.06	87.11	70.05	86.37	73.00	68.65	88.69	81.60
	Ley Au (g/t)	1.88	1.87	1.93	2.58	2.19	2.42	3.29	2.56	3.55	2.59	2.21	2.00	0.80
	Dilución (%)	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%
Total	Tonelaje (t)	5,621	5,672	7,077	5,511	5,733	4,916	5,655	5,387	5,772	2,837	2,599	1,822	733
	Ley Ag (g/t)	61.82	63.19	65.44	71.42	63.32	74.06	87.11	70.05	86.37	73.00	68.65	88.69	81.60
	Ley Au (g/t)	1.88	1.87	1.93	2.58	2.19	2.42	3.29	2.56	3.55	2.59	2.21	2.00	0.80
	Dilución (%)	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%	65%

Nota: Elaboración propia

Anexo 20

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 70% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 70%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,908	1,422	4,077	3,974
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	59.94	68.74	61.60	59.87
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.21	1.21	1.41	1.62
	Dilución (%)	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	4,993	2,610	4,077	3,974
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	54.28	62.06	61.60	59.87
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.22	1.49	1.41	1.62
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	106%	96%	70%	70%

Nota: Elaboración propia

Anexo 21

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 70% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Producción con dilución 70%	Tonelaje (t)	5,791	5,844	7,292	5,678	5,907	5,064	5,826	5,550	5,947	2,923	2,677	1,877	755
	Ley Ag (g/t)	60.00	61.33	63.51	69.32	61.46	71.88	84.55	67.99	83.83	70.85	66.63	86.08	79.20
	Ley Au (g/t)	1.82	1.82	1.88	2.51	2.12	2.35	3.19	2.49	3.44	2.51	2.15	1.94	0.78
	Dilución (%)	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%
Total	Tonelaje (t)	5,791	5,844	7,292	5,678	5,907	5,064	5,826	5,550	5,947	2,923	2,677	1,877	755
	Ley Ag (g/t)	60.00	61.33	63.51	69.32	61.46	71.88	84.55	67.99	83.83	70.85	66.63	86.08	79.20
	Ley Au (g/t)	1.82	1.82	1.88	2.51	2.12	2.35	3.19	2.49	3.44	2.51	2.15	1.94	0.78
	Dilución (%)	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%

Nota: Elaboración Propia

Anexo 22

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 75% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 75%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1,964	1,464	4,197	4,091
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	58.23	66.78	59.84	58.16
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.18	1.18	1.37	1.57
	Dilución (%)	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	5,049	2,652	4,197	4,091
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	53.68	61.08	59.84	58.16
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.20	1.47	1.37	1.57
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	107%	99%	75%	75%

Nota: Elaboración propia

Anexo 23

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 75% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 75%	Tonelaje (t)	5,961	6,016	7,506	5,845	6,081	5,213	5,998	5,713	6,122	3,009	2,756	1,932	777
	Ley Ag (g/t)	58.28	59.58	61.70	67.34	59.71	69.83	82.13	66.04	81.43	68.83	64.73	83.62	76.93
	Ley Au (g/t)	1.77	1.76	1.82	2.44	2.06	2.28	3.10	2.41	3.35	2.44	2.09	1.88	0.76
	Dilución (%)	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%
Total	Tonelaje (t)	5,961	6,016	7,506	5,845	6,081	5,213	5,998	5,713	6,122	3,009	2,756	1,932	777
	Ley Ag (g/t)	58.28	59.58	61.70	67.34	59.71	69.83	82.13	66.04	81.43	68.83	64.73	83.62	76.93
	Ley Au (g/t)	1.77	1.76	1.82	2.44	2.06	2.28	3.10	2.41	3.35	2.44	2.09	1.88	0.76
	Dilución (%)	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%	75%

Nota: Elaboración propia

Anexo 24

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 80% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 80%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	2,020	1,505	4,317	4,208
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	56.61	64.92	58.18	56.55
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.15	1.15	1.33	1.53
	Dilución (%)	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	5,105	2,694	4,317	4,208
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	53.09	60.14	58.18	56.55
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.19	1.45	1.33	1.53
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	109%	101%	80%	80%

Nota: Elaboración propia

Anexo 25

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 80% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 80%	Tonelaje (t)	6,132	6,188	7,721	6,012	6,255	5,362	6,169	5,877	6,297	3,095	2,835	1,987	799
	Ley Ag (g/t)	56.66	57.93	59.99	65.47	58.05	67.89	79.85	64.21	79.17	66.91	62.93	81.30	74.80
	Ley Au (g/t)	1.72	1.72	1.77	2.37	2.01	2.22	3.02	2.35	3.25	2.37	2.03	1.83	0.74
	Dilución (%)	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%
Total	Tonelaje (t)	6,132	6,188	7,721	6,012	6,255	5,362	6,169	5,877	6,297	3,095	2,835	1,987	799
	Ley Ag (g/t)	56.66	57.93	59.99	65.47	58.05	67.89	79.85	64.21	79.17	66.91	62.93	81.30	74.80
	Ley Au (g/t)	1.72	1.72	1.77	2.37	2.01	2.22	3.02	2.35	3.25	2.37	2.03	1.83	0.74
	Dilución (%)	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%	80%

Nota: Elaboración propia

Anexo 26

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 85% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 85%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	2,076	1,547	4,437	4,325
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	55.08	63.17	56.61	55.02
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.11	1.12	1.30	1.49
	Dilución (%)	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	5,161	2,736	4,437	4,325
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	52.51	59.22	56.61	55.02
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.18	1.42	1.30	1.49
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	111%	104%	85%	85%

Nota: Elaboración propia

Anexo 27

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 85% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 85%	Tonelaje (t)	6,302	6,359	7,935	6,179	6,428	5,511	6,340	6,040	6,472	3,181	2,914	2,042	821
	Ley Ag (g/t)	55.13	56.36	58.36	63.70	56.48	66.06	77.69	62.47	77.03	65.11	61.23	79.10	72.77
	Ley Au (g/t)	1.68	1.67	1.72	2.31	1.95	2.16	2.94	2.28	3.17	2.31	1.97	1.78	0.72
	Dilución (%)	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%
Total	Tonelaje (t)	6,302	6,359	7,935	6,179	6,428	5,511	6,340	6,040	6,472	3,181	2,914	2,042	821
	Ley Ag (g/t)	55.13	56.36	58.36	63.70	56.48	66.06	77.69	62.47	77.03	65.11	61.23	79.10	72.77
	Ley Au (g/t)	1.68	1.67	1.72	2.31	1.95	2.16	2.94	2.28	3.17	2.31	1.97	1.78	0.72
	Dilución (%)	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%

Nota: Elaboración propia

Anexo 28

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 90% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 90%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	2,132	1,589	4,557	4,442
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	53.63	61.51	55.12	53.57
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.09	1.09	1.26	1.45
	Dilución (%)	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	5,217	2,778	4,557	4,442
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	51.95	58.33	55.12	53.57
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.17	1.40	1.26	1.45
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	112%	106%	90%	90%

Nota: Elaboración propia

Anexo 29

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 90% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 90%	Tonelaje (t)	6,472	6,531	8,150	6,346	6,602	5,660	6,512	6,203	6,647	3,267	2,992	2,098	844
	Ley Ag (g/t)	53.68	54.88	56.83	62.02	54.99	64.32	75.65	60.83	75.00	63.39	59.62	77.02	70.86
	Ley Au (g/t)	1.63	1.63	1.68	2.24	1.90	2.10	2.86	2.22	3.08	2.25	1.92	1.73	0.70
	Dilución (%)	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Total	Tonelaje (t)	6,472	6,531	8,150	6,346	6,602	5,660	6,512	6,203	6,647	3,267	2,992	2,098	844
	Ley Ag (g/t)	53.68	54.88	56.83	62.02	54.99	64.32	75.65	60.83	75.00	63.39	59.62	77.02	70.86
	Ley Au (g/t)	1.63	1.63	1.68	2.24	1.90	2.10	2.86	2.22	3.08	2.25	1.92	1.73	0.70
	Dilución (%)	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%

Nota: Elaboración propia

Anexo 30

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 95% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 95%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	2,188	1,631	4,677	4,559
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	52.25	59.93	53.71	52.20
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.06	1.06	1.23	1.41
	Dilución (%)	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	5,273	2,820	4,677	4,559
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	51.39	57.46	53.71	52.20
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.15	1.38	1.23	1.41
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	114%	109%	95%	95%

Nota: Elaboración propia

Anexo 31

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 95% - Mes 13 al mes

25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 95%	Tonelaje (t)	6,643	6,703	8,364	6,513	6,776	5,809	6,683	6,366	6,822	3,353	3,071	2,153	866
	Ley Ag (g/t)	52.31	53.47	55.37	60.43	53.58	62.67	73.71	59.27	73.08	61.77	58.09	75.05	69.04
	Ley Au (g/t)	1.59	1.58	1.64	2.19	1.85	2.05	2.78	2.17	3.00	2.19	1.87	1.69	0.68
	Dilución (%)	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%
Total	Tonelaje (t)	6,643	6,703	8,364	6,513	6,776	5,809	6,683	6,366	6,822	3,353	3,071	2,153	866
	Ley Ag (g/t)	52.31	53.47	55.37	60.43	53.58	62.67	73.71	59.27	73.08	61.77	58.09	75.05	69.04
	Ley Au (g/t)	1.59	1.58	1.64	2.19	1.85	2.05	2.78	2.17	3.00	2.19	1.87	1.69	0.68
	Dilución (%)	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%

Nota: Elaboración propia

Anexo 32

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 100% - Mes 1 al mes

12

		Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12
Aporte de Avances	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	3,085	1,189		
	Ley Ag (g/t)	14.477	33.631	52.243	53.181	46.779	48.088	52.055	54.395	50.79	54.07	-	-
	Ley Au (g/t)	1.629	1.932	1.711	1.210	1.066	1.623	1.510	1.714	1.22	1.83	-	-
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	0%
Tajeos con dilución 100%	Tonelaje (t)	-	-	-	-	-	-	-	-	2,245	1,673	4,797	4,675
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	50.95	58.43	52.36	50.89
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	1.03	1.03	1.20	1.38
	Dilución (%)	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Total	Tonelaje (t)	1,266	3,874	4,140	6,623	5,884	6,099	7,464	4,720	5,329	2,861	4,797	4,675
	Ley Ag (g/t)	14.48	33.63	52.24	53.18	46.78	48.09	52.05	54.39	50.85	56.62	52.36	50.89
	Ley Au (g/t)	1.63	1.93	1.71	1.21	1.07	1.62	1.51	1.71	1.14	1.36	1.20	1.38
	Dilución (%)	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	128%	116%	112%	100%	100%

Nota: Elaboración Propia

Anexo 33

Cronograma de producción para Tajeo por Subniveles con TL – 9m de distancia entre subniveles – Dilución en tajeos de 100% - Mes 13 al mes 25

		Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24	Mes 25
Aporte de Avances	Tonelaje (t)													
	Ley Ag (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Ley Au (g/t)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Dilución (%)	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%
Tajeos con dilución 100%	Tonelaje (t)	6,813	6,875	8,579	6,680	6,950	5,958	6,854	6,530	6,997	3,439	3,150	2,208	888
	Ley Ag (g/t)	51.00	52.13	53.99	58.92	52.24	61.10	71.87	57.79	71.25	60.22	56.64	73.17	67.32
	Ley Au (g/t)	1.55	1.54	1.60	2.13	1.81	2.00	2.72	2.11	2.93	2.14	1.83	1.65	0.66
	Dilución (%)	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Total	Tonelaje (t)	6,813	6,875	8,579	6,680	6,950	5,958	6,854	6,530	6,997	3,439	3,150	2,208	888
	Ley Ag (g/t)	51.00	52.13	53.99	58.92	52.24	61.10	71.87	57.79	71.25	60.22	56.64	73.17	67.32
	Ley Au (g/t)	1.55	1.54	1.60	2.13	1.81	2.00	2.72	2.11	2.93	2.14	1.83	1.65	0.66
	Dilución (%)	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%

Nota: Elaboración propia

Anexo 34

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES
<p>Problema General</p> <p>¿En qué medida la dilución de un tajo, aumenta el costo de explotación, creando un impacto negativo en la rentabilidad del método de explotación de taladros largos en vetas angostas?</p>	<p>Objetivo General</p> <p>Analizar el impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas para incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea</p>	<p>Hipótesis General</p> <p>El análisis del impacto de la dilución en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas permitirá incrementar la rentabilidad de la operación minera subterránea.</p>	<p>Variable Dependiente (V.D.)</p> <p>Incrementar la rentabilidad.</p> <p>Variable Independiente (V.I.)</p> <p>Análisis del impacto de la dilución.</p>
<p>Problema específico 1</p> <p>¿En qué medida el análisis de estabilidad de la caja techo permite determinar las dimensiones de un tajeo?</p>	<p>Objetivo Específico1</p> <p>Analizar la estabilidad de la Caja techo del tajeo de taladros largos en vetas angostas según las dimensiones propuestas usando el método gráfico de estabilidad para verificar un potencial colapso del tajeo con las dimensiones propuestas.</p>	<p>Hipótesis Específica 1</p> <p>El análisis de estabilidad la caja techo del tajeo de taladros largos en vetas angostas mediante el método gráfico de estabilidad permitirá verificar el potencial colapso del tajeo con las dimensiones propuestas</p>	<p>Variable Dependiente (V.D.)</p> <p>Verificar el potencial colapso del tajeo</p> <p>Variable Independiente (V.I.)</p> <p>Análisis de estabilidad de la caja techo</p>
<p>Problema específico 2</p> <p>¿El análisis de rentabilidad del método de explotación de taladros largos en vetas angostas permitirá definir la altura de corte?</p>	<p>Objetivo Específico2</p> <p>Definir la altura de corte del tajeo de explotación mediante el análisis de rentabilidad del método de explotación</p>	<p>Hipótesis Específica 2</p> <p>El análisis de rentabilidad permitirá definir la altura de corte del tajeo de explotación</p>	<p>Variable Dependiente (V.D.)</p> <p>Definir la altura de corte</p> <p>Variable Independiente (V.I.)</p> <p>Análisis de la rentabilidad.</p>

Nota: Elaboración propia