

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Método de explotación subterránea sublevel stoping para
mejorar la recuperación de mineral en cuerpos mineralizados
polimetálicos**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas.

Elaborado por

Edwin Sebastian Asencios Pimentel

 [0009-0008-1129-117X](https://orcid.org/0009-0008-1129-117X)

Asesor

MSc. Fernando Enciso Vargas

 [0000-0003-0119-5703](https://orcid.org/0000-0003-0119-5703)

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Asencios Pimentel [1]
Referencia/Reference	[1] E. Asencios Pimentel, " <i>Método de explotación subterránea sublevel stoping para mejorar la recuperación de mineral en cuerpos mineralizados polimetálicos</i> " [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Asencios, 2024)
Referencia/Reference	Asencios, E. (2024). <i>Método de explotación subterránea sublevel stoping para mejorar la recuperación de mineral en cuerpos mineralizados polimetálicos</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

La presente investigación va dedicado a las personas más influyentes en mi desarrollo personal y profesional; a mis abuelos Juvenal Pimentel Malvaceda y Alfonsa Maria Sifuentes Campos por todo su amor y los valores que me inculcaron enseñándome a ser perseverante en la búsqueda de mis sueños; a mi hija Ivana Adelaida Asencios Aragón, que me inspira y motiva, y a mi esposa Karina Aragón Gamarra, por su inquebrantable amor y apoyo en todos mis metas.

Agradecimientos

Expreso mi más sincero agradecimiento a todos los docentes, personal administrativo y a mis compañeros de estudios en mi alma mater. Agradezco sinceramente las valiosas experiencias y los conocimientos compartidos, los cuales han sido fundamentales en mi crecimiento tanto personal como profesional.

Resumen

Con el fin de aumentar la proporción de recursos minerales recuperados durante la explotación de yacimientos polimetálicos y garantizar la integridad de los trabajadores, equipos y proceso en todas las fases de este, la investigación analiza la aplicación del método de minado subterráneo sublevel stoping conjuntamente con el uso de relleno cementado.

El primer paso consiste en recopilar, organizar y evaluar los datos geológicos y geomecánicos necesarios para el diseño de la excavación. Se ejecuta el dimensionamiento de tajeos utilizando métodos de diseño de excavaciones subterráneas empíricos complementados con la utilización de método numéricos. Posteriormente se desarrolla la caracterización del relleno cementado requerido para garantizar para garantizar la estabilidad durante el ciclo de minado.

Finalmente se efectúan cálculos de tonelajes y valor de mineral utilizando herramientas informáticas, con el propósito de determinar el porcentaje de recuperación y su efecto económico en los ingresos por ventas.

Palabras clave — Sublevel stoping, diseño de excavaciones, relleno cementado, porcentaje de recuperación, ingreso por ventas.

Abstract

To increase the proportion of mineral resources recovered during the mining of polymetallic deposits and to ensure the integrity of workers, equipment and process in all phases of the mining process, this research analyses the underground mining method Sublevel stoping with the use of cemented backfill.

The first step is to collect, organise and evaluate the geological and geomechanical data required for the excavation design. The pit dimensioning is carried out using empirical underground excavation design methods complemented by the use of numerical methods. Subsequently, the characterisation of the cemented backfill required to ensure stability during the mining cycle is developed.

Finally, calculations of tonnage and ore value are made using computer tools, with the purpose of determining the percentage recovery and its economic effect on sales revenue..

Keywords — Sublevel stoping, excavation design, cemented fill, recovery percentage, sales revenue.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen.....	v
Abstract.....	vi
Introducción.....	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo.....	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.3 Objetivos del estudio.....	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.4 Hipótesis y operacionalización de variables.....	3
1.4.1 Hipótesis general.....	3
1.4.2 Operacionalización de variables.....	3
1.5 Antecedentes investigativos.....	3
1.5.1 Antecedentes internacionales.....	3
1.5.2 Antecedentes nacionales.....	5
1.5.3 Antecedentes locales.....	6
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	8
2.1 Marco teórico.....	8
2.1.1 Método de explotación Sublevel Stopping.....	8
2.1.2 Diseño de excavaciones subterráneas.....	9
2.1.3 Relleno.....	26
2.1.4 Recurso Mineral.....	31
2.1.5 Reserva de mineral.....	32
2.1.6 Recuperación de minado.....	33
2.2 Marco conceptual.....	33
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación.....	36
3.1 Recolección de información.....	36

3.1.1	Unidad de análisis	36
3.1.1	Recolección de información geológica.....	46
3.1.2	Recolección de información geomecánica.....	48
3.1.3	Recolección de información relleno cementado.....	55
3.2	Procesamiento de la información.	56
3.2.1	Planteamiento de diseño de minado.....	56
3.2.2	Procesamiento de información geomecánica	58
3.2.3	Dimensionamiento de resistencia de Relleno Hidráulico Cementado	72
3.2.4	Caculo de tonelajes y leyes de mineral.....	73
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados		78
4.1	Análisis de estabilidad.....	78
4.2	Análisis de porcentaje de recuperación	82
4.3	Análisis económico.....	83
4.4	Contrastación de hipótesis	84
4.4.1	Planteamiento de hipótesis nula y alterna	85
4.4.2	Selección de nivel de significancia	85
4.4.3	Estadístico de prueba, nivel de significancia y regla de decisión	85
Conclusiones		87
Recomendaciones		88
Referencias bibliográficas.....		89
Anexos.....		1

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Factores complementarios a considerar en la selección de un método de explotación	2
Tabla 2: Tipos de variables de la investigación	3
Tabla 3: Recursos contenidos en la unidad de análisis.....	47
Tabla 4: Reservas contenidas en la unidad de análisis.....	48
Tabla 5: Sistema principales de discontinuidades estructurales: Rumbo/Buzamiento- Dirección de buzamiento/Buzamiento	49
Tabla 6: Condición de discontinuidades.....	50
Tabla 7: Criterio de clasificación de la masa rocosa	50
Tabla 8: Resumen de ensayos de laboratorio.....	52
Tabla 9: Valores de ensayo de corte directo	53
Tabla 10: Parámetros de la masa rocosa cuerpo Sofía D extensión norte	54
Tabla 11: Magnitud de esfuerzos in situ, estimado mediante criterio de carga litológica .	55
Tabla 12: Modelo de estimación de esfuerzo in situ, generado mediante criterio de WSM....	55
Tabla 13:Diseño de relleno hidráulico cementado.....	55
Tabla 14: Resultados de UCS(Mpa) para muestras de RHC	56
Tabla 15: Cálculo de Q'.....	58
Tabla 16: Estimación de magnitudes de esfuerzos in situ unidades en la unidad de análisis	59
Tabla 17: Resultados de estimación de esfuerzos inducidos σ_1 (MPa) para diferentes superficies	59
Tabla 18: Valores de UCS/ σ_1	60
Tabla 19: Resultados de factor A, para diferentes superficies.....	62
Tabla 20: Ángulos entre paredes de tajeo y familias de discontinuidades.....	63
Tabla 21: Resultados de factor B, para diferentes superficies de tajeos	66
Tabla 22: Resultados de factor C, para diferentes superficies de tajeos	68
Tabla 23: Resumen de valores de Numero de estabilidad, para diseño propuesto	68

Tabla 24: Resultados de Radio hidráulico para las superficies de análisis.....	69
Tabla 25: Resistencia requeridas de relleno cementado.....	73
Tabla 26: Tonelajes -Leyes de mineral, sin considerar dilución, contenidos en tajeos propuestos.....	77
Tabla 27: Tonelajes -Leyes de mineral, considerando dilución, contenidos en tajeos propuestos.....	77
Tabla 28: Resumen de condiciones de estabilidad de tajeos.....	82
Tabla 29: Resultado de porcentaje de recuperación	82
Tabla 30: Valores del % de recuperación obtenidos en cada tajeo	83
Tabla 31: Resultados de evaluación económica	84
Tabla 32: Flujo de caja anual de la unidad de análisis.....	84

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Flujograma que incorpora esfuerzos, estructuras y macizo para el diseño.....	10
Figura 2: Curvas para dimensionamiento de aberturas máximas.....	12
Figura 3: Gráfica para determinar la condición estabilidad propuesto Mathews en 1981	13
Figura 4: Gráfico propuesto por Potvin (1988)	14
Figura 5: Gráfico propuesto por Potvin et al (1989).....	15
Figura 6: Datos base usados por Potvin et al (1988).....	16
Figura 7: Gráfico propuesto por Nickson (1992).....	17
Figura 8: Grafico para determinar el valor de factor A para diferentes razones de σ_c/σ_i , según Potvin (1988).....	19
Figura 9: Orientación de la estructura crítica para la superficie de análisis de la excavación (modificado de Potvin, 1988)	20
Figura 10: Gráfico para determinar el valor del factor B (modificado de Potvin (1988))...	21
Figura 11: Gráficos para determinar el valor de factor de ajuste B, propuesto por Mathews (1980)	22
Figura 12 Gráfico para determinar el valor del factor C en el caso de falla gravitacional y desprendimiento (modificado de Potvin, 1988):	23
Figura 13: Factor C de ajuste para modo de falla por deslizamiento (modificado de Potvin, 1988)	24
Figura 14: Gráfico de estabilidad modificado de Potvin (1988), y modificado por Nickson (1992)).....	25
Figura 15: Software geomecánico – Métodos numéricos.....	26
Figura 16: Diagrama de estabilidad del relleno cementado.....	30
Figura 17: Relación General Entre Resultados De Exploración, Recursos Y Reservas Minerales	33
Figura 18: Ubicación U.E.A.María Teresa.....	37
Figura 19: Geología regional.....	39

Figura 20: Plano geológico local	41
Figura 21: Secciones geológicas	43
Figura 22: Ubicación en planta de la unidad de análisis.....	44
Figura 23: Vista sentido E-W de la unidad de análisis.....	45
Figura 24: Vista sentido N-S de la unidad de análisis	45
Figura 25: Ubicación de la extensión norte del cuerpo Sofia D	46
Figura 26: Vista isométrica de la unidad de análisis.....	47
Figura 27: Principales tipos de roca en la en la unidad de análisis.....	49
Figura 28: Estadística de modelo de bloques RMR	51
Figura 29: Esquema de minado de tajeos primarios	57
Figura 30: Esquema de minado de tajeos secundarios.....	57
Figura 31: Determinación de Factor A, para techo de tajeos ente NV-35 y NV-25.....	60
Figura 32: Determinación de Factor A, para techo de tajeos ente NV-25 y NV-15.....	61
Figura 33: Determinación de Factor A, para techo de tajeos ente NV-35 y NV-15.....	62
Figura 34: Proyección estereográfica de sistema de discontinuidades y planos de paredes y techo de tajeos.....	63
Figura 35: Determinación de factor B, para techo de tajeos.....	64
Figura 36: Determinación de factor B, para paredes Este y Oeste de tajeos	65
Figura 37: Determinación de factor B, para paredes Norte y Sur de tajeos.....	66
Figura 38: Determinación de factor C para techo de tajeos.....	67
Figura 39: Determinación de factor C, para paredes de tajeos	67
Figura 40: Superficies de análisis de tajeos	69
Figura 41: Evaluación de condición de estabilidad para tajeos entre NV-35 y NV-25	70
Figura 42: Evaluación de condición de estabilidad para tajeos entre NV-35 y NV-15	71
Figura 43: Evaluación de condición de estabilidad para tajeos entre NV-25 y NV-15	72
Figura 44: Vista en planta tajeos de diseñados en la unidad de análisis	74
Figura 45: Vista en planta tajeos e infraestructuras de desarrollo diseñados en la unidad de análisis.....	75

Figura 46: Vista isométrica tajeos e infraestructuras de desarrollo diseñados en la unidad de análisis.....	76
Figura 47: Vista isométrica tajeos, topografía e infraestructuras de desarrollo diseñados en la unidad de análisis	76
Figura 48: Resultado condición de estabilidad tajeos NV-35/-25	79
Figura 49: Resultado condición de estabilidad tajeos NV-35/-15	80
Figura 50: Resultado condición de estabilidad tajeos NV-25/-15	81
Figura 51: Ingreso de datos para la prueba T-Student.....	86
Figura 52: Resultados de la prueba t-Student.....	86

Introducción

Dependiendo de las propiedades de la mineralización, se pueden utilizar diversos métodos de minado para explotar yacimientos polimetálicos subterráneos. Uno de este método de explotación es el sublevel stoping, ofrece las ventajas de una alta productividad y un tiempo de extracción rápido. Sin embargo, pueden surgir problemas de inestabilidad si no se realiza un diseño adecuado que tenga en cuenta todas las variables que intervienen en el ciclo de extracción. Estos problemas pueden causar ocasionar daños a los equipos y las personas, además de producir pérdidas de mineral.

En el desarrollo de presente trabajo se suficiencia se realiza el diseño para el método de explotación subterránea sublevel stoping aplicado a un cuerpo mineralizado polimetálico, aplicando relleno cementado como material de relleno para los espacios generados debido a la extracción de mineral. El proceso Inicia con el dimensionamiento de tajeos utilizando métodos empíricos complementado con métodos numéricos de evaluación de estabilidad de tajeos. A continuación, se determina la resistencia del relleno cementado requerida para garantizar un comportamiento estable de las paredes de los tajeos al momento de su exposición. Por último, se calcula el porcentaje de recuperación de mineral complementado con la evaluación de factibilidad económica.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

Durante la etapa de minado subterráneo, el primer objetivo es mantener la estabilidad del macizo rocoso durante cada etapa de la explotación. Para lograrlo, es habitual dejar puentes y pilares en los lugares donde está presente la estructura mineralizada. Sin embargo, la proporción de recuperación de mineral disminuye como resultado de estas prácticas.

En la presente investigación se plantea mejorar la tasa de recuperación de mineral de los yacimientos polimetálicos empleando el método de explotación sublevel stoping junto con la aplicación del relleno cementado como material de apoyo tras la extracción del mineral de acuerdo con la secuencia de minado de yacimientos polimetálicos.

Se espera que el sector minero subterráneo se beneficie con los resultados obtenidos y que más operaciones mineras subterráneas se orienten hacia la implementación de métodos de explotación que permitan tener un alto valor de recuperación y rentabilidad, garantizando la seguridad de su personal y equipos.

1.2 Descripción del problema de investigación

Uno de los motivos de la pérdida de ingresos de un proyecto minero está representada por la proporción de mineral no recuperado en un determinado proceso minero. Esto es así porque la cantidad y el valor del mineral producido afectan directamente a la función de ingresos o beneficios de un proyecto minero. (J. Mitchell et al., 2014).

Los métodos de explotación subterránea presentan un menor porcentaje de recuperación de mineral en comparación con los métodos de explotación superficial. Este rango de recuperación varía entre el 60% y el 95%, lo que resulta en un porcentaje de mineral no recuperado que oscila entre el 5% y el 40%, según Tabla 1.

El porcentaje de mineral no recuperado representa pérdidas de mineral, que impacta disminuyendo los ingresos económicos de los proyectos mineros subterráneos.

Es importante destacar que lograr un bajo porcentaje de recuperación durante la explotación de cuerpos mineralizados logran un impacto en el tiempo de vida de la mina (LOM-Life Of Mine). Al disponer de un menor tonelaje de mineral por explotar, se acorta la vida de la mina y se limitan las oportunidades de generación de ingresos (V. Villacorta, 2017).

La Tabla 1 muestra las pérdidas promedio de mineral para cada método de explotación subterránea, en el caso del sublevel stoping, alcanza el valor del porcentaje de recuperación oscila entre el 75% y el 95%. En circunstancias normales, el porcentaje de recuperación oscila entre el 50% y el 80%, pero es fundamental tener en cuenta que en algunas circunstancias puede ser considerablemente inferior. (A. Vives, 2015).

Tabla 1

Factores complementarios a considerar en la selección de un método de explotación.

Método	Producción (t/hombre y turno)	Dilución (%)	Pér.mineral (%)	Min de trab des (%)	Costo relativo	Costo de personal respecto costos totales en (%)
Minería a tajo abierto	50-250	5	0-5	-	1	25-35
Camaras y Pilares	10-40	10-15	15-40	5-10	1.2	50-60
Cut and fill stoping	5 - 35	5-10	5-15	5-10	4.5	50-60
Shirinkage stoping	5-30	10	10	5-10	6.7	50-60
Longwall mining	10-40	10-15	5 -15	10 -15	1.7	50-60
Sublevel stoping	25 - 120	10 - 15	5 -15	5 -10	1.3	40- 50
UG Benching	50 - 150	10 - 20	5 -15	10 -15	1.2	40- 50
VCR stoping	50 - 150	10	10	5 -10	2	40- 50
Sublevel caving	20 - 65	20 - 30	15 - 30	15 -45	1.5	40- 50
Block caving	25 - 200	15	5	<5	1	20-50

Fuente: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (2011), "Mining Engineering Handbook, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc."

En resumen, el objetivo planteado en la investigación es mejorar la recuperación de mineral mediante la utilización del método de explotación sublevel stoping sugerida, que alcanza un porcentaje ideal de recuperación de mineral. Esta estrategia se centra en la búsqueda de mejor productividad y la rentabilidad de los proyectos de minería subterránea con el fin de reducir las pérdidas financieras provocadas por una recuperación inadecuada del mineral.

En consecuencia, el problema para el presente trabajo de investigación se formula mediante la pregunta ¿Cuál es el efecto económico de la cantidad de mineral no recuperado en la explotación, mediante métodos de explotación subterránea, de cuerpos mineralizados polimetálicos?

1.3 Objetivos del estudio

1.3.1 Objetivo general

Mejorar el porcentaje de recuperación de mineral en la explotación subterránea de cuerpos mineralizados polimetálicos.

1.4 Hipótesis y operacionalización de variables

1.4.1 Hipótesis general

Al aplicar el método de explotación subterránea sublevel stoping en la explotación de cuerpos mineralizados polimetálicos mejorará la baja recuperación de mineral.

1.4.2 Operacionalización de variables

HIPÓTESIS GENERAL: $Y=F(X)$

- VARIABLE INDEPENDIENTE(X): Método de explotación subterránea sublevel stoping
- VARIABLE DEPENDIENTE(Y): Recuperación de mineral

Tabla 2

Tipos de variables de la investigación

VARIABLES		INDICADORES
V. Independiente: X	Método de explotación subterránea sublevel stoping	Valor de mineral (\$/TM)
V. Dependiente: Y	Recuperación de mineral	Recuperación (%)

Fuente: Elaboración propia

1.5 Antecedentes investigativos

1.5.1 Antecedentes internacionales

Vives, A. (2015) evaluó en su tesis "Evaluación técnica y económica de una mina subterránea con relleno cementado". Dos escenarios: uno sin relleno de cemento y otro con relleno de relaves de cemento. Los resultados demostraron que las reservas de la

mina aumentaron de 3,05 millones de toneladas a 6,68 millones de toneladas con mejor ley promedio de cobre cuando se utilizó el relleno cementado. El tiempo de vida de la mina o LOM también se extendió de 7 hasta 11, incrementando en 3 años. Al permitir la eliminación final de los relaves como relleno inerte en el interior de la mina, el uso del relleno cementado de relaves también benefició al medio ambiente. Aproximadamente el cincuenta por ciento de los relaves de la planta se utilizaron como relleno. Según el análisis económico, ambas hipótesis eran viables y tenían un valor actual neto (VAN) positivo. Comparado con el escenario base, que tenía un VAN de 41,1 millones de dólares (MUS\$), el caso con relleno cementado tenía un VAN de 54,8 millones de dólares, un 33,3% más. El aplicación de relleno compuesto de relave y cemento en una operación minera subterránea cuprífera de Chilena , es una solución viable que puede aplicarse a otros yacimientos minerales y países sudamericanos, según el autor. Esta tecnología también aumenta los ingresos económicos y el tiempo de vida de la operación minera, lo que añade valor al negocio. También disminuye la cantidad de estériles que hay que transportar y depositar en el depósito. Este último propone una reducción de los riesgos relacionados con la gestión de los relaves, además de una disminución del monto de inversión en el mantenimiento, la gestión y el cierre de relaveras.

Ramos, W. (2017) autor de la tesis de posgrado "Desarrollo de herramientas de diseño para minería por Sublevel Stopping y su impacto económico en un proyecto minero". Formuló como objetivo medir el impacto económico del desarrollo de herramientas empíricas de diseño adaptadas a las características locales específicas de una mina operativa. El proceso de trabajo lo divide en dos fases. Para crear un modelo de dilución y sobre excavación, sugiere en primer lugar desarrollar un modelo de dilución basado en el indicador de pared colgante ELOS. Modifica las metodologías empíricas para la evaluación de estabilidad creados por Mathews y Laubscher ,basándose en las condiciones de los tajeos vigentes en el momento de la investigación. Examina los casos donde ocurre inestabilidad puntual y establece un factor de corrección para las fallas geológicas significativas que podrían comprometer la estabilidad del tajeo. Además,

sugiere que los límites de estabilidad de los gráficos se actualicen mientras se realiza la explotación. En la segunda fase, aplica las conclusiones a la realidad de proyecto Dalmacia, teniendo en cuenta que las características geomecánicas son similares a su caso estudiado. Para el análisis comparativo se utilizan gráficos clásicos. Indicadores como la rentabilidad del proyecto, la sobre excavación de los tajos, la relación de preparación y desarrollo, la cantidad de reservas explotables y los límites de estabilidad se evalúan en dos escenarios: uno con las dimensiones reales máximas basadas en la optimización con las nuevas herramientas de diseño, y otro con las dimensiones admisibles tradicionales. El autor, finalmente, concluyó que es fundamental llevar a cabo los análisis esbozados en su tesis, sobre todo cuando se trata de yacimientos difíciles similares al caso de Dalmacia, donde la rentabilidad del proyecto depende de la forma de la geometría de los tajeos. Además, llega a la conclusión de que, en el escenario optimista examinado, hay muchas posibilidades de que la rentabilidad de la inversión aumente significativamente. Además, subraya lo crucial que es tener en cuenta las fallas geológicas en la explotación minera, ya que pueden provocar el derrumbe o hundimiento de las minas, afectando a trabajadores, equipos y procesos. El autor sugiere investigar la integración del modelo geológico-estructural en la optimización de los tajeos e incluir elementos de ajuste de las fallas en el diseño del tajeo.

1.5.2 Antecedentes nacionales

Natividad, A. (2022) en su tesis “Implementación del método de explotación sublevel stoping con taladros largos en el tajo piloto del nivel 2, de la mina Arequipa - M – 2020”. Plantea incrementar los niveles de producción y cumplir las metas físicas, el autor propuso aplicar esta sublevel stoping, en la mina que el autor denomina “M-2020” . Gracias esta implementación se logró el objetivo de aumentar la producción en un 30% y mejorar la rentabilidad.

Huaman, O. y Salvatierra M. (2012) Autores de la tesis de pregrado titulada “Recuperación de diseminados por el método de explotación sub level stoping en la mina minera los Quenuales s.a. - unidad Yauliyacu”. El objetivo principal de los autores era

determinar la significancia de implementar un nuevo método de explotación; la explotación subterránea por sublevel stoping permitiría incrementar el nivel de producción de la mina y en los indicadores de seguridad. Basándose en factores técnicos y económicos, la investigación determinó el mejor método de extracción para el mineral diseminado, teniendo en cuenta el gran volumen reservas de mineral disponible en los tajeos. En contraste con otros métodos de explotación subterránea, sostienen que la de Sublevel Stopping es un método de menores costos. Dado que la preparación, perforación y extracción se realizan con equipos teledirigidos desde un lugar seguro, los autores afirman que la implantación del método se tradujo en un aumento del 78% de la producción de mineral y una disminución de los accidentes laborales. Los autores subrayan el valor de los programas informáticos para vigilar los fenómenos micro sísmicos y evitar desprendimientos de rocas.

1.5.3 Antecedentes locales

Padilla, J. (2012) Autor de la tesis “Recuperación de mineral diseminado mediante el método Sublevel Stopping”. Analizan cómo se aplica el Sublevel Stopping para explotar yacimientos diseminados, en la Empresa Minera Los Quenuales Unidad Yauliyacu. Afirma el autor, que la mina adquirida por la empresa en mayo de 1997, planteaban mejorar diversos aspectos, incluyendo el incremento de la producción a menor costo y con mayor seguridad. Al asumir el control de la mina, se ubicaron reservas de mineral diseminado situada en las cajas de las vetas principales, que anteriormente habían sido explotadas. Optan por implementar el método Sublevel Stopping en cuerpos diseminados para impulsar la producción de forma rentable y segura. Bloques que no serían económicamente viables de recuperar por otros métodos pudieron recuperarse cuando se aplica el método sublevel stoping, según la investigación, que elaboró una evaluación económica para determinar la rentabilidad y productividad de este enfoque. Desde su inicio de implementación del método sublevel stoping, desde su implementación en 1997, permitió incrementar la producción, permitiendo reducir costos y mantener una producción sostenible, pasando de un promedio mensual de 56,000 toneladas métricas de mineral en 1997 a 110,000

toneladas métricas en el año 2011. Esta implantación aumentó la cantidad de reservas y prolongó la vida útil del yacimiento, todo ello logrando el objetivo de maximizar el nivel de producción a un costo más bajo y con mayor seguridad.

Rivera, E. (2015) Autor de la tesis de pregrado titulada "Método de minado sublevel stoping en corporación minera Castrovirreyna S.A.". El autor, sustenta los cambios realizados por la compañía Minera Castrovirreyna S.A. desde 2009, el objetivo es aumentar la producción con un costo mínimo, manteniendo al mismo tiempo las normas medioambientales y de seguridad. Un sustituto práctico que logra estos objetivos a un costo razonable es la aplicación del sublevel stoping. El objetivo principal de su investigación era seleccionar y modificar el sistema de explotación existente para satisfacer el objetivo de la empresa de recuperar el mineral comprendido entre rellenos. Junto con el cálculo de costos y la evaluación económica, la investigación desarrolla la selección del minado óptimo para la empresa. Con variación del sistema tradicional de minado, se observó que el método planteado en la investigación obtuvo un campo de aplicación muy amplio. La estrategia de minado por método sublevel stoping, ya se había puesto en práctica en el momento de la sustentación de la investigación, según el autor, y había funcionado bien para la empresa.

Los datos contextuales presentados anteriormente resaltan la importancia de aplicar un método de explotación subterránea que permita maximizar la recuperación de mineral y los beneficios económicos.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Método de explotación Sublevel Stopping*

(Poblete Casado,2023) Autor de la tesis “Diagnóstico del uso de herramientas empíricas utilizadas en el diseño de minas de sublevel stopping en Chile” define el método Sublevel Stopping como la extracción utilizando una chimenea de corte para extraer el mineral comprendido entre los subniveles previamente ejecutados. El mineral se extrae vaciando el volumen definido entre los subniveles; para ello, tanto el macizo rocoso que conforma la caja como el mineral deben ser de características geomecánicas competentes para garantizar el tiempo de autosoporte según la geometría del diseño, apoyándose en losas y pilares cuyas dimensiones dependen de las particularidades del yacimiento, de la explotación y de las características de la masa rocosa. Este método se aplica mejor a yacimientos tabulares que son verticales o subverticales, pero también puede aplicarse a cuerpos mantiformes que son más fuertes y están divididos en tajeos separados por losas y pilares que finalmente se recuperarán en su totalidad o en un porcentaje. Además, es crucial señalar que este método de minado en particular es sumamente significativo para el sector minero porque permite la extracción eficaz, segura y rentable para la explotación de yacimientos subterráneos.

(Villaescusa Ernesto,2014) Autor del libro “Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping” El método de explotación subterránea Sublevel Stopping es ampliamente aplicado en la explotación de yacimientos que reúnen las condiciones para la explotación a través de este método. El método de minado, según el autor permite obtener bajo costo, alta recuperación y productividad al tiempo que proporciona seguridad operativa al personal y equipo. El éxito del método depende de la estabilidad de paredes y coronas del tajeo, así como cualquier masa de relleno expuesta. Aunque no es un método selectivo, los diseños se optimizan para minimizar los efectos de la dilución en los límites de mineralización.

2.1.2 Diseño de excavaciones subterráneas

(Mendieta Hugo et al,2017) En libro publicado por OSINERGMIN” Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” Existen varios métodos para elaborar el diseño de laboreos subterráneos que se aplican para el diseño minero. Debido a que el diseño de una excavación subterránea está directamente relacionado con el diseño de sostenimiento, estos métodos analizan ambos aspectos generalmente.

Métodos empíricos, son aquellos que sirven para evaluar la estabilidad basándose en conocimientos empíricos previos y la combinan con una evaluación del comportamiento de las excavaciones durante su ejecución para prever el comportamiento del macizo rocoso.

Evaluación de la estabilidad mediante enfoques numéricos en forma de modelos de resistencia, soluciones cerradas, códigos numéricos y física clásica.

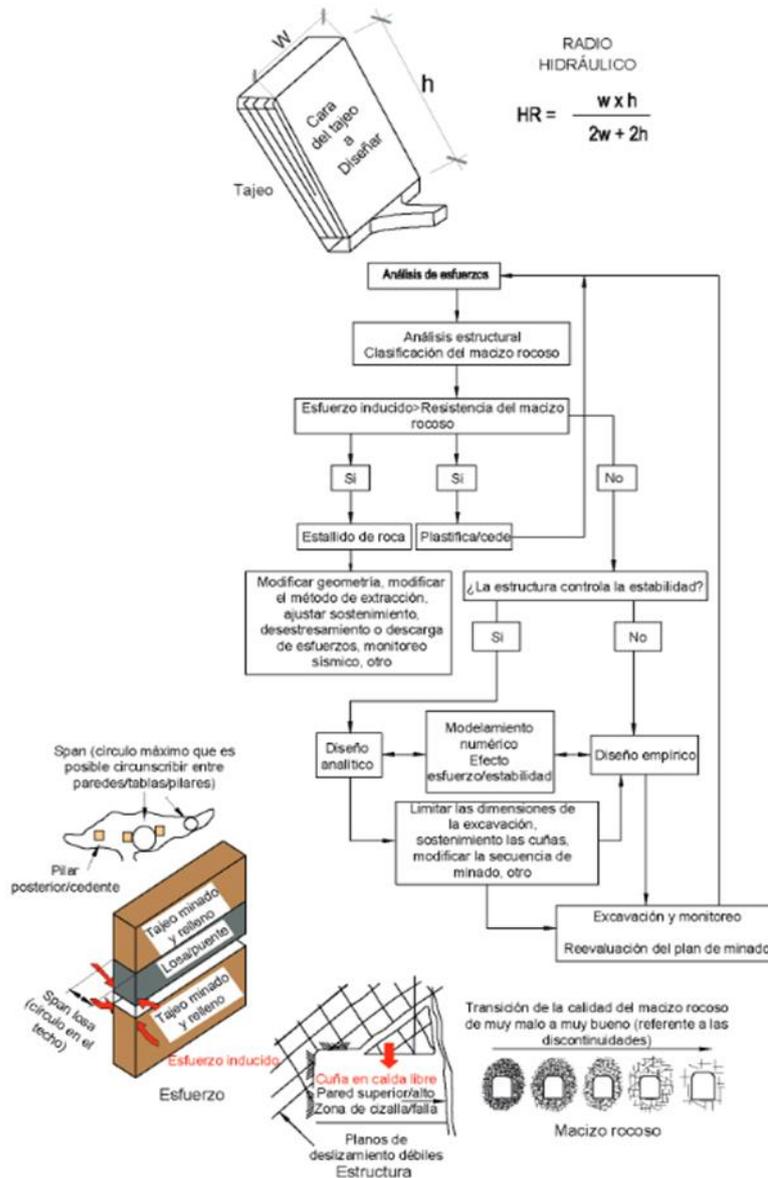
Los métodos de observación, que se utilizan sobre todo en los proyectos de infraestructuras civiles subterráneas, sustentados en el monitoreo del comportamiento de la masa rocosa y su validación.

Métodos empíricos. (Pakalnis Rimas, 2014) “Empirical design methods in practice”. Por su utilidad en el diseño de infraestructuras mineras, los enfoques empíricos son utilizados en el sector minero como métodos de diseño. Estos métodos son la base de partida para el diseño geomecánico y deben adaptarse a las realidades de cada mina o excavación subterránea con el fin de servir como referencia de diseño previa para el diseño final. Se recomienda emplear técnicas analíticas y/o numéricas como procedimientos de validación para garantizar que los diseños finales estén siempre respaldados. Dado a su capacidad predictiva de los métodos prácticos, se han utilizado mucho en los últimos años. Es un reto caracterizar el material rocoso fracturado utilizando enfoques convencionales, asignar atributos y proporcionar datos de entrada para una evaluación numérica posterior. Esta situación exige la aplicación de un procedimiento de diseño integrado que incorpore

métodos prácticos, códigos numéricos, herramientas analíticas y observaciones. La Figura 1 ilustra este enfoque de diseño.

Figura 1

Flujograma que incorpora esfuerzos, estructuras y macizo para el diseño



Fuente:RimasPakalnis, 2014 "Empirical design methods in practice"

Los métodos empíricos de diseño se clasifican en dos enfoques, diseño de aberturas o span y dimensionamiento o diseño de pilares.

Método de diseño de abertura(span). (Tom Brady et al, 2005) en el artículo titulado "Empirical approaches for opening design in weak rock masses" La curva de span crítico se desarrolló en 1994 para evaluar la estabilidad en minas subterráneas que tenían

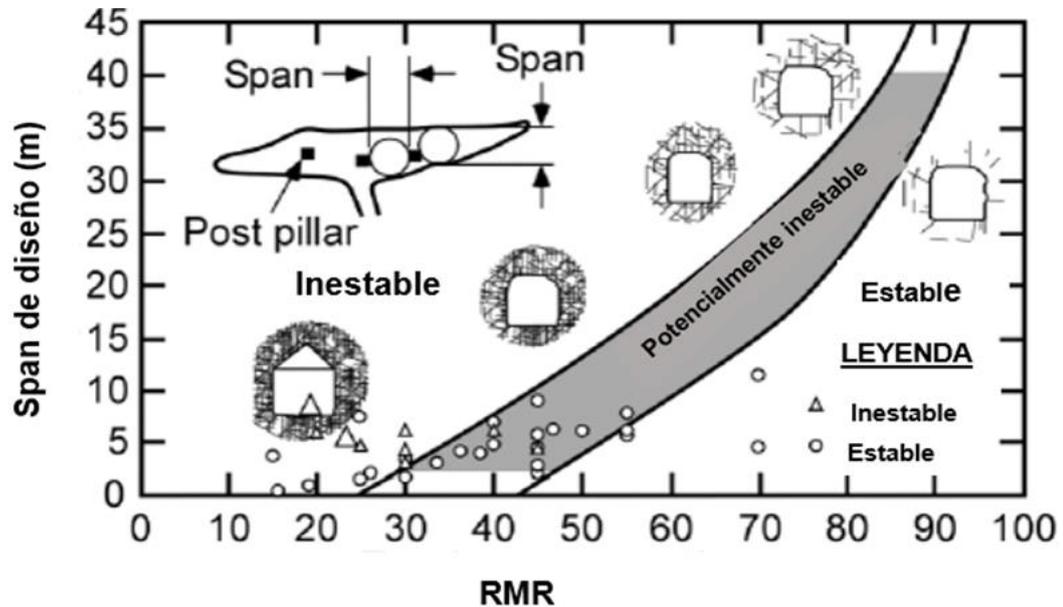
como método de explotación corte y relleno. En el año 2000, se incrementa la cantidad de datos existente de curvas de amplitud de 172 observaciones desarrollado por la Universidad de British Columbia fue expandido para incluir un total de 292 observaciones a de casos de minas principalmente en Canadá. El RMR, propuesto por Bieniawski (1976), se emplea con correcciones por la presencia de juntas buzamientos con un buzamiento menor a 30° reduciendo el RMR por 10.

El mayor diámetro circular que puede trazarse dentro de los límites de una excavación expuesta se conoce como span o amplitud. Para determinar el estado de estabilidad, esta área expuesta se compara con la clasificación de la roca presente en el techo de excavación, Figura 2.

- Las excavaciones estables se caracterizan por no presentar desprendimiento de rocas, deformación del techo ni instalación apreciable de elementos de sostenimiento.
- Excavaciones potencialmente inestables; se caracterizan por presentar deformación hacia el interior del techo, requieren frecuentemente de sostenimiento e instalación de elementos de sostenimiento adicional para evitar un posible fallo del macizo rocoso
- Excavaciones inestables; techo derrumbado, aproximadamente 0,5 veces la anchura de la excavación en la zona de fallo por encima del techo, y sostenimiento ineficaz para garantizar la estabilidad.

Figura 2

Curvas para dimensionamiento de aberturas máximas

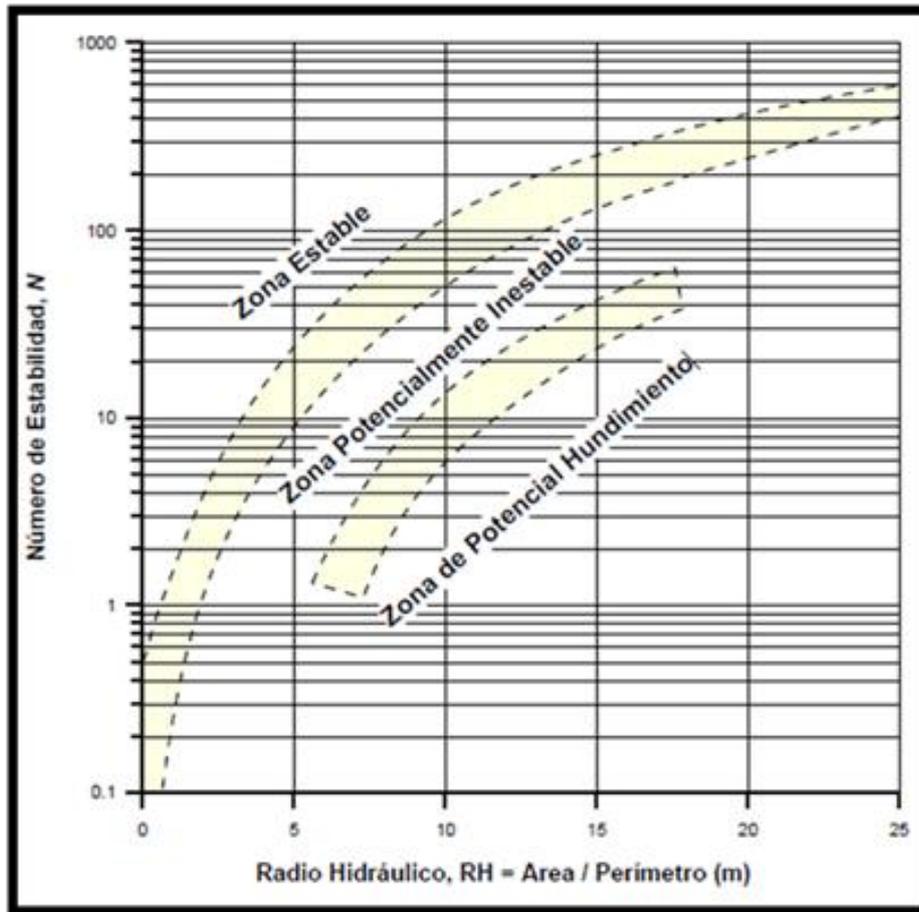


Fuente: Tom Brady et al, 2000 "Empirical approaches for opening design in weak rock masses"

Método gráfico de estabilidad. (Mathews et al ,1981) en el artículo titulado "Prediction of stable excavation spans for mining below 1.000 meters in hard rock". Se propone utilizar el método empírico ; Método Gráfico de Estabilidad propuesto por Mathews y posteriormente fue editado por el CANMET (1981). Resultó ser el método de aproximación empírica más prometedor en aquel momento para realizar el diseño preliminar de tajeos en operaciones mineras canadienses. En el análisis de estabilidad se deben evaluar dos parámetros. El primero es definido como el número de estabilidad, "N". Este valor determina la importancia de los factores geotécnicos más significativos en la estabilidad del tajeo. Las dimensiones y la forma de la superficie analizada del tajeo determinan el segundo parámetro, denominado radio hidráulico (RH) , Figura 3.

Figura 1

Gráfica para determinar la condición estabilidad propuesto Mathews en 1981



Fuente: Mathews et al ,1981 "Prediction of stable excavation spans for mining below 1.000 meters in hard rock

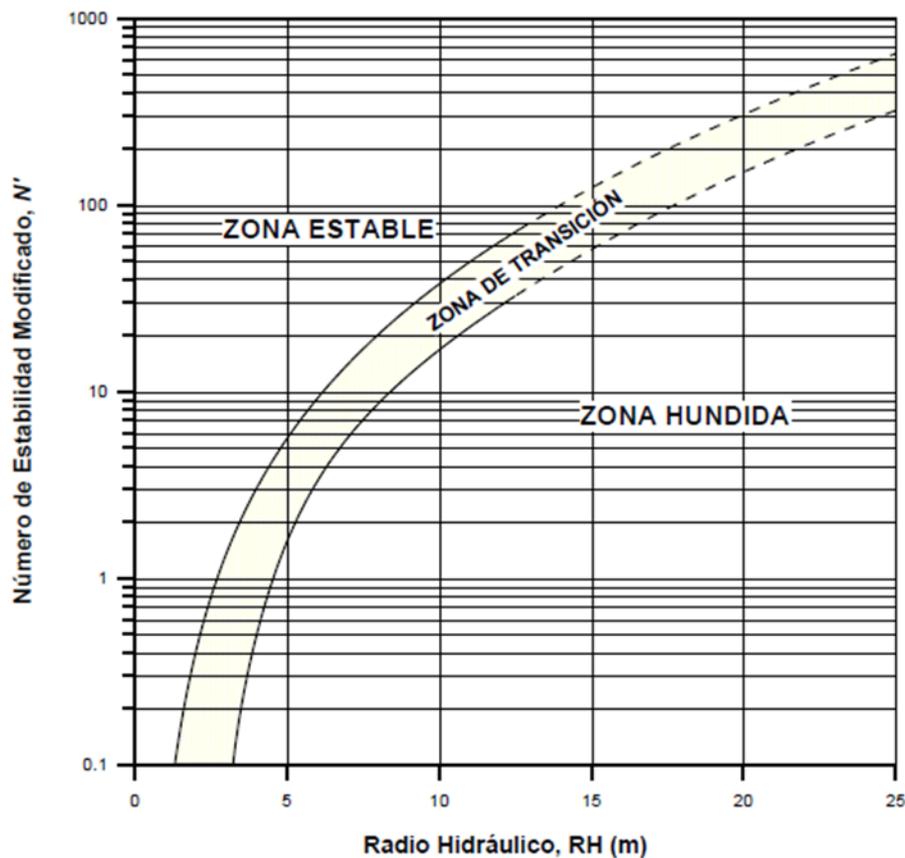
(Yves Potvin ,1988) Autor de tesis titulada "Empirical open stope design in canadá".

Desarrolla por primera vez el Método Gráfico de Estabilidad de Mathews modificado, como parte de su doctorado, en su tesis en Universidad de British Columbia (UBC). Potvin incorporó 175 casos adicionales a la base de datos del método original, mejorando el nivel de confiabilidad del método. La nueva base de datos fue utilizada para evaluar los factores claves que afectan en la condición de estabilidad de un tajeo. Estos factores claves fueron empíricamente calibrados para cuantificar su influencia sobre la resistencia del macizo rocoso, y el efecto de esfuerzos inducidos generados debido a excavaciones generados por la secuencia de minado, fuerza de gravedad y la orientación de las discontinuidades geológicas más relevantes y persistentes. Potvin (1988) desarrolló la modificación del gráfico de estabilidad originalmente presentado por Mathews (1981) estableciendo dos

zonas: una zona estable y otra zona inestable denominada caving o hundimiento, separada por una zona de transición, según muestra la Figura 4. En el análisis de estabilidad se deben evaluar dos parámetros. El primer valor necesario para la aplicación de la metodología propuesta se denomina número de estabilidad modificado, N' . Este número cuantifica el efecto de los parámetros geomecánicos de mayor influencia sobre la condición de estabilidad del tajeo y su nueva nomenclatura se refiere a que no es la versión original de Mathews et al (1981). El segundo parámetro sigue siendo el radio hidráulico (RH), que considera las dimensiones y forma de las partes analizadas del tajeo.

Figura 4

Gráfico propuesto por Potvin (1988)



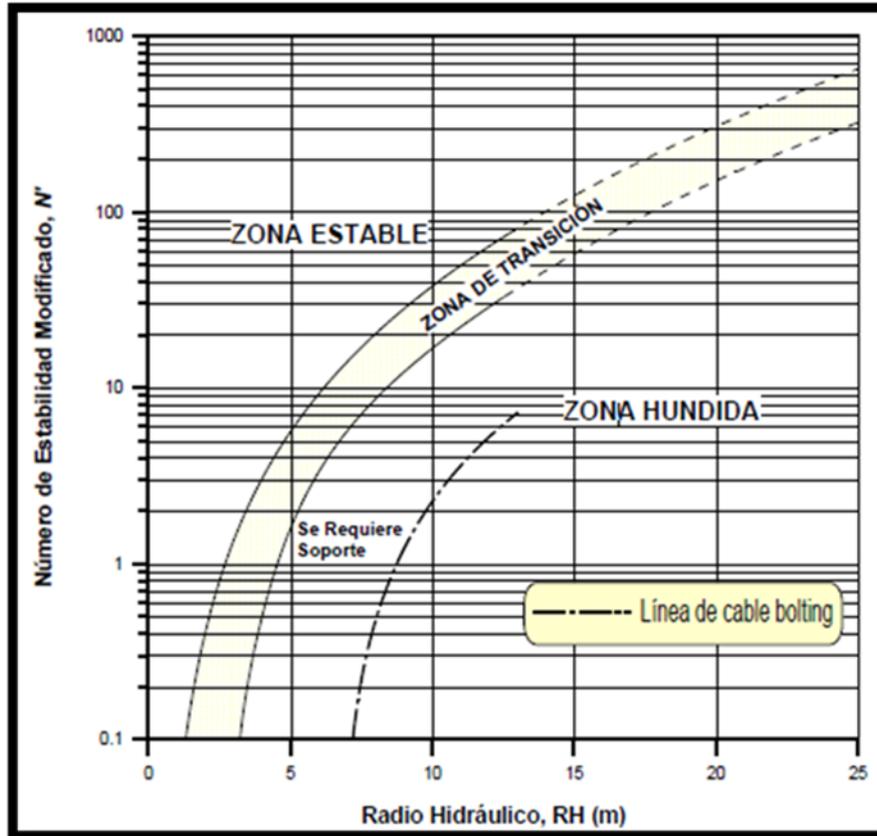
Fuente: Montenegro Manuel, 2021 "Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos".

En año 1989 Potvin et al, introducen una "línea límite de cableado", Figura 5, a su gráfico propuesto previamente en 1988. Esta línea de cableado es similar a la frontera entre la zona "potencialmente inestable" y de "potencial caving" del gráfico original de

Mathews. En esta ocasión los autores afirmaron que sería poco práctica la instalación de soporte para las superficies graficadas por debajo de esta línea de cableado.

Figura 5

Gráfico propuesto por Potvin et al (1989)

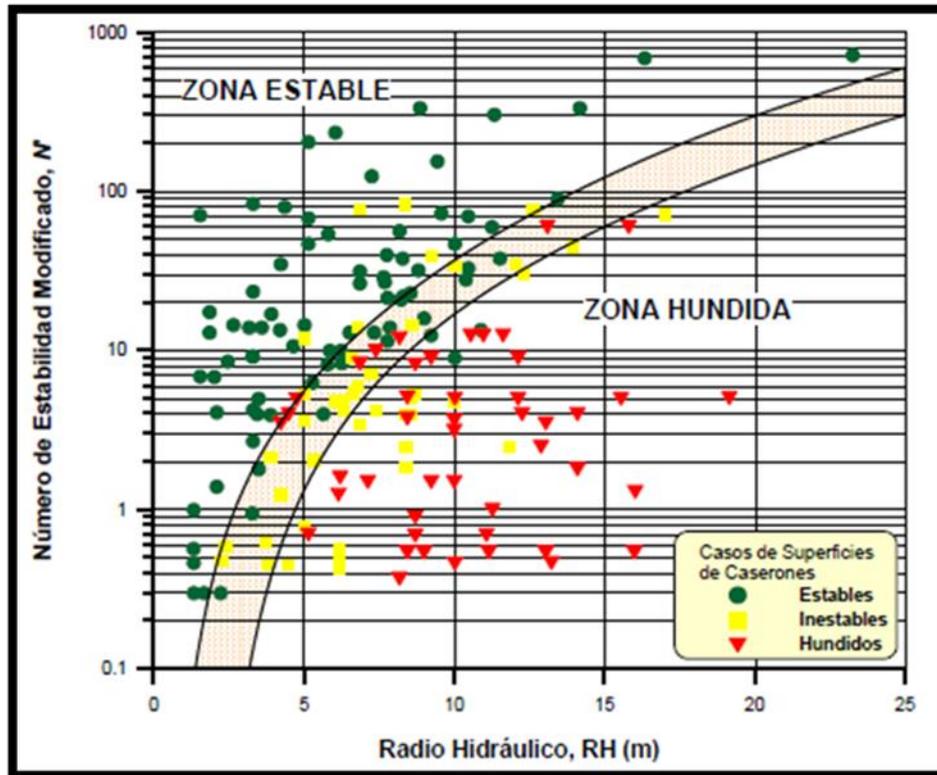


Fuente: Montenegro Manuel, 2021 "Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos".

La Figura 6, muestra los datos sobre superficies de tajeos hundidas, inestables y estables que analizaron Potvin et al. (1988).

Figura 6

Datos base usados por Potvin et al (1988)

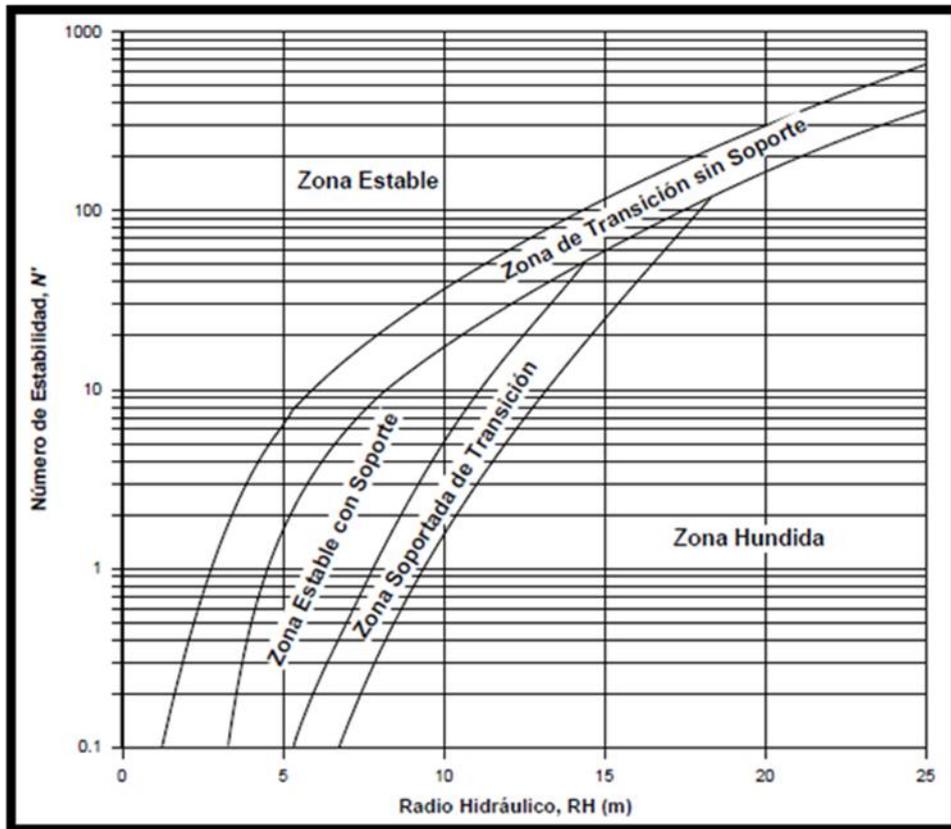


Fuente: Montenegro Manuel, 2021 "Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos".

(Nickson ,1992) en su libro "Cable support guidelines for underground rock mine open operations", Nickson subdividió en 3 subzonas la zona de potencial inestabilidad propuesta por Mathews (1981) y la denominada zona de transición propuesta por Potvin (1988). Tales zonas quedaron definidas como transición sin soporte, estable con soporte y transición con soporte, las cuales forman la frontera y la transición desde la condición estable a la inestable (también señalada zona de caving o de hundimiento). Se muestra en la Figura 7, el grafico de estabilidad con las tres zonas de transición y las regiones denominadas estables y de caving o hundimiento.

Figura 7

Gráfico propuesto por Nickson (1992).



Fuente: Montenegro Manuel, 2021 "Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeros".

Descripción del método gráfico de estabilidad

Los siguientes parámetros se calculan como base del proceso de diseño:

- Número de Estabilidad Modificado (N'): Se refiere a la capacidad del macizo rocoso de auto soportarse sometido a una condición de esfuerzos.
- Factor de Forma o Radio Hidráulico (RH): Relaciona las dimensiones y la geometría de la superficie del tajeo a analizar.

Número de estabilidad (N'). Fue propuesto por Mathews y se calcula como el producto de del valor Q' modificado , valores de factor de esfuerzos inducidos, valor de factor por orientación de las discontinuidades y la geometría de la superficie de la excavación a analizar.

Se define por la siguiente ecuación:

$$N' = Q'x_Ax_Bx_C$$

Donde:

Q' = Índice Q de calidad de túnelera simplificado.

A = Representa el valor del factor de esfuerzo (normalizado).

B = Representa el valor del factor de ajuste por orientación de estructuras.

C = Representa el valor del factor de ajuste de gravedad.

De acuerdo con la clasificación del sistema Q, el valor modificado, Q' , se calcula utilizando los resultados de los mapeos geomecánicos y/o los registros geotécnicos de los testigos de macizo rocoso, pero bajo consideración que el parámetro de reducción de agua de la junta y el factor de reducción de tensión (SRF) son iguales a 1. Formulando el valor de Q' como:

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

Donde el RQD también conocido como índice de designación de la calidad de roca, desarrollado por el autor Deere en el año 1964, representa el porcentaje de recuperación de testigos muestreados mayores a 10 cm recuperados durante el proceso de logeo.

El valor asignado de acuerdo a la cantidad de juntas o (J_n).

El valor asignado de acuerdo con la condición de rugosidad o (J_r).

El valor asignado de acuerdo con la presencia de alteraciones en las juntas o (J_a)

El factor A; También conocido como factor de esfuerzo; cuyo valor de este factor representa el efecto de los esfuerzos que actúan en profundidad sobre las superficies del tajeo. Para calcular este factor, se utilizan la resistencia a la compresión de la roca intacta obtenida generalmente por ensayos de laboratorio y el esfuerzo inducido actuante de forma paralela a la superficie expuesta, del tajeo en análisis. Para conocer la resistencia de una roca intacta σ_c , se pueden realizar pruebas con muestras de roca en un laboratorio.

El valor del esfuerzo compresivo inducido σ_t se determina mediante los resultados del modelamiento numérico con ayuda de software especializados o se estima utilizando gráficos empíricos de distribuciones de esfuerzos, utilizando valores de esfuerzos insitu

medidas o estimadas. El valor del factor de esfuerzo en la roca, A, depende el valor del resultado de la división $\frac{\sigma_c}{\sigma_i}$:

$$\text{Para } \left[\frac{\sigma_c}{\sigma_i}\right] < 2 \rightarrow \text{Factor } A = 0.1$$

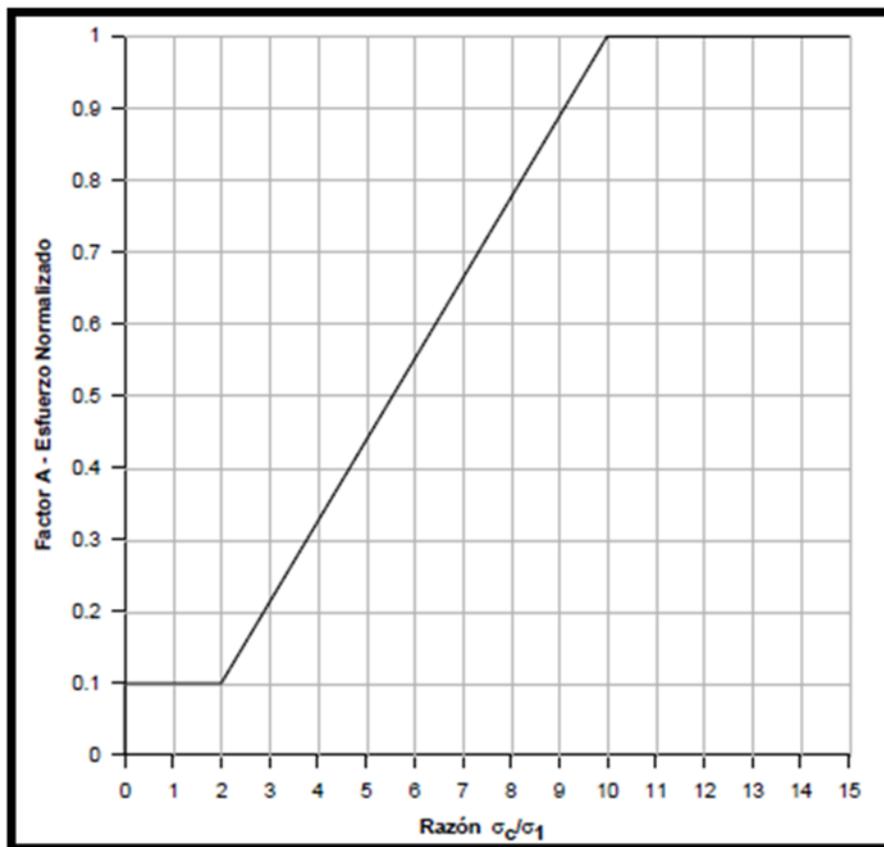
$$\text{Para } 2 < \left[\frac{\sigma_c}{\sigma_i}\right] < 10 \rightarrow \text{Factor } A = 0.1125\left[\frac{\sigma_c}{\sigma_i}\right] - 0.125$$

$$\text{Para } 10 < \left[\frac{\sigma_c}{\sigma_i}\right] \rightarrow \text{Factor } A = 1.0$$

El valor del factor A estima utilizando la Figura 8, con el valor hallado de la relación se proyecta a la curva presentada y se determina el valor del factor de esfuerzos.

Figura 8

Grafico para determinar el valor de factor A para diferentes razones de σ_c/σ_i , según Potvin (1988)



Fuente: Arroyo A.,2011" Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos"

Factor B. El valor del factor B, representa el ajuste debido al efecto debido a la orientación de las discontinuidades, principalmente de las críticas, sobre la superficie de análisis. Frecuentemente los casos de mecanismos controladas por estructuras geológicas

sucedan a lo largo de juntas críticas, las cuales se caracterizan por formar un mínimo ángulo con la superficie expuesta. Es más sencillo los efectos de voladura, los esfuerzos u otros sistemas de discontinuidades rompan un puente de roca intacto cuanto menor sea el valor del ángulo formado entre la junta crítica y la superficie libre. Dado que los bloques formados por rocas diaclasadas cumplen una función similar al de una viga, se produce un leve incremento del valor de la resistencia cuando el ángulo θ tiende al valor de cero. Las juntas principales tienen el mayor efecto sobre la estabilidad de una excavación cuando su dirección de orientación es paralela a la superficie libre; cuando son perpendiculares ocurre el caso contrario, es decir, su impacto es menor, Figura 9

Figura 9

Orientación de la estructura crítica para la superficie de análisis de la excavación (modificado de Potvin, 1988).

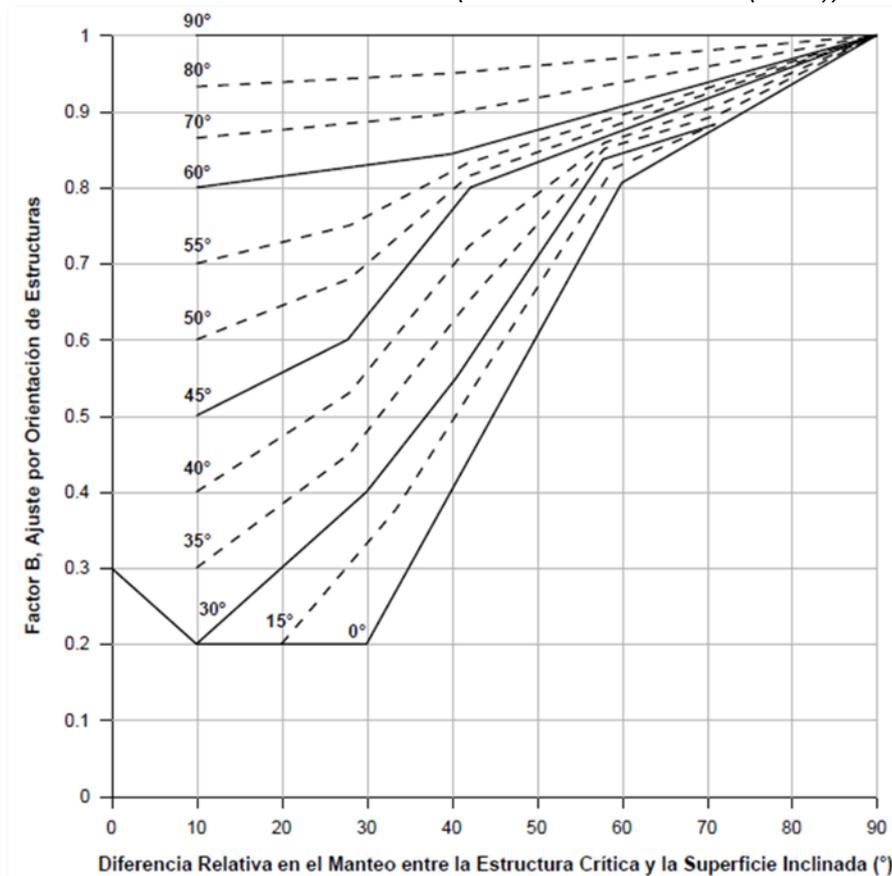


Fuente: Arroyo A.,2011" Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos"

El valor del factor B, se determina tomando en cuenta la diferencia angular entre la orientación de la estructura crítica y de las superficies (techo y paredes) del tajeo, puede ser determinado utilizando la Figura 10, donde se observa la variación del Factor B según varía la diferencia relativa entre las orientaciones o manteo de la discontinuidad crítica y el valor de la inclinación de la superficie de tajeos a analizar.

Figura 10

Gráfico para determinar el valor del factor B (modificado de Potvin (1988))

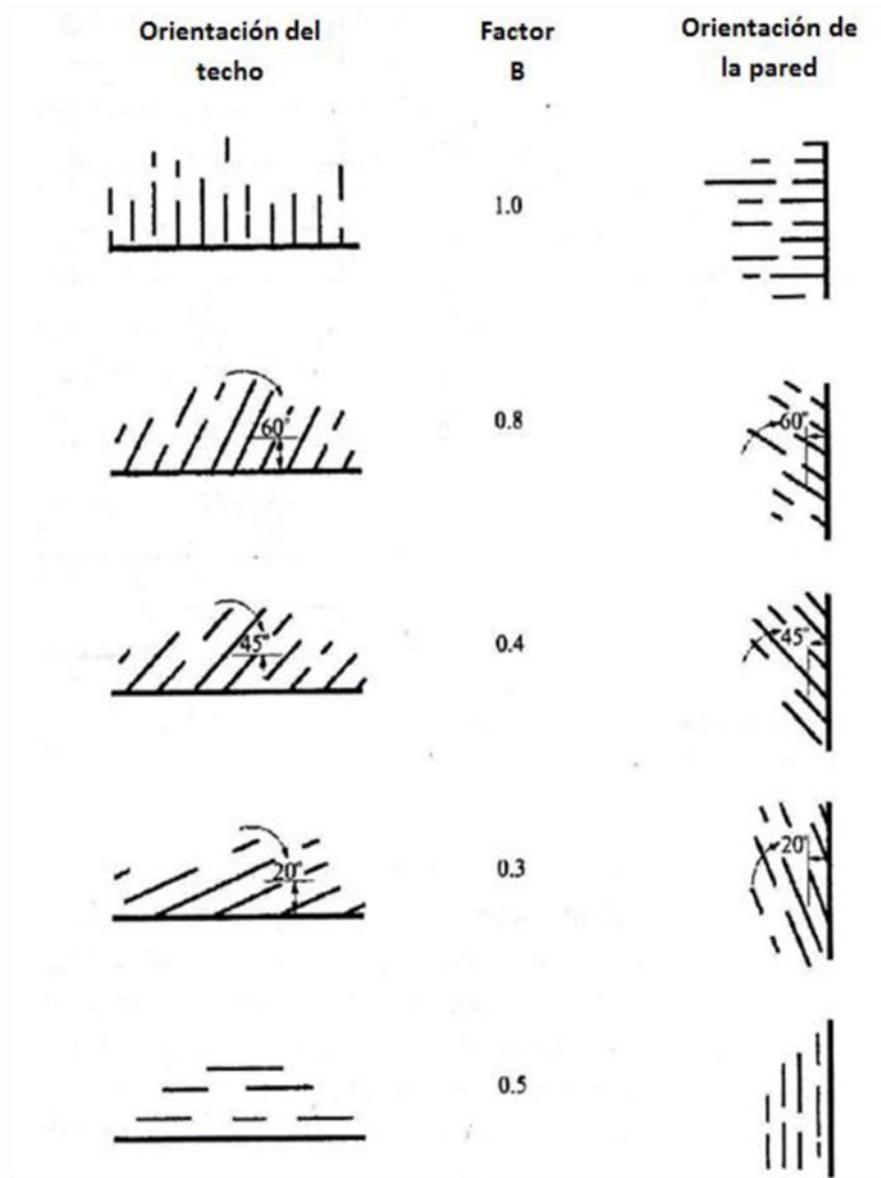


Fuente: Arroyo A.,2011" Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos"

La metodología inicial para calcular el valor del factor B fue modificado por Potvin, pero algunos investigadores (Trueman, Stewart y Forsyth) optaron por examinar esta modificación del procedimiento original y descubrieron que el número de estabilidad no tenía ningún efecto significativo sobre la confiabilidad de la técnica para predecir excavaciones no sostenidas. Por este motivo, muchos empíricos son partidarios de utilizar el método original de Mathews para calcular el factor de B., Figura 11.

Figura 11

Gráficos para determinar el valor de factor de ajuste *B*, propuesto por Mathews (1980)



Fuente: Arroyo A.,2011" Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos"

Factor C. Corresponde a un factor de ajuste por efecto de la aceleración de la gravedad. Las fallas pueden ocurrir a partir del techo generado por un desprendimiento inducido por la aceleración de la gravedad o, ocasionalmente, desde las superficies de las paredes del tajeo por desprendimiento o deslizamiento. Potvin (1988) concluyó que las fallas inducidas por la fuerza de gravedad, así como la fallas por desprendimiento dependen directamente del valor de inclinación respecto de un plano horizontal (α°) de la pared o cara del tajeo.

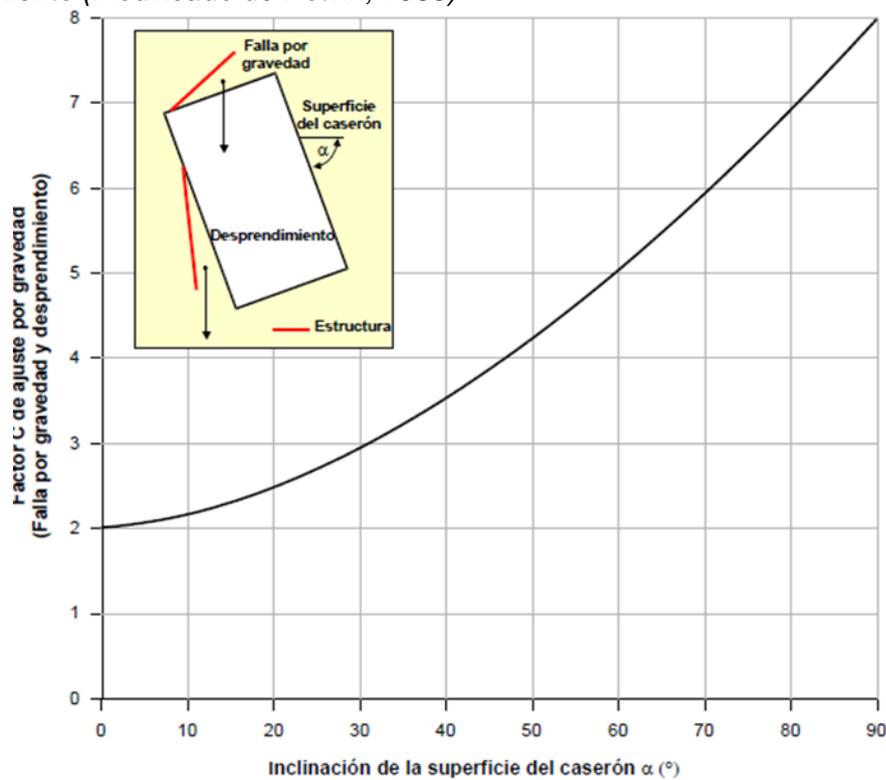
El Factor C, para los casos de falla por gravedad y desprendimiento, puede ser determinado aplicando la siguiente ecuación:

$$C = 8 - 6 \cos(\alpha^\circ)$$

Alternativamente, también puede ser determinado utilizando Figura. Este factor tiene un valor mínimo de 2 para un techo horizontal y un valor máximo de 8 para para los planos verticales correspondientes de los tajeos (caserón).

Figura 12

Gráfico para determinar el valor del factor C en el caso de falla gravitacional y desprendimiento (modificado de Potvin, 1988)

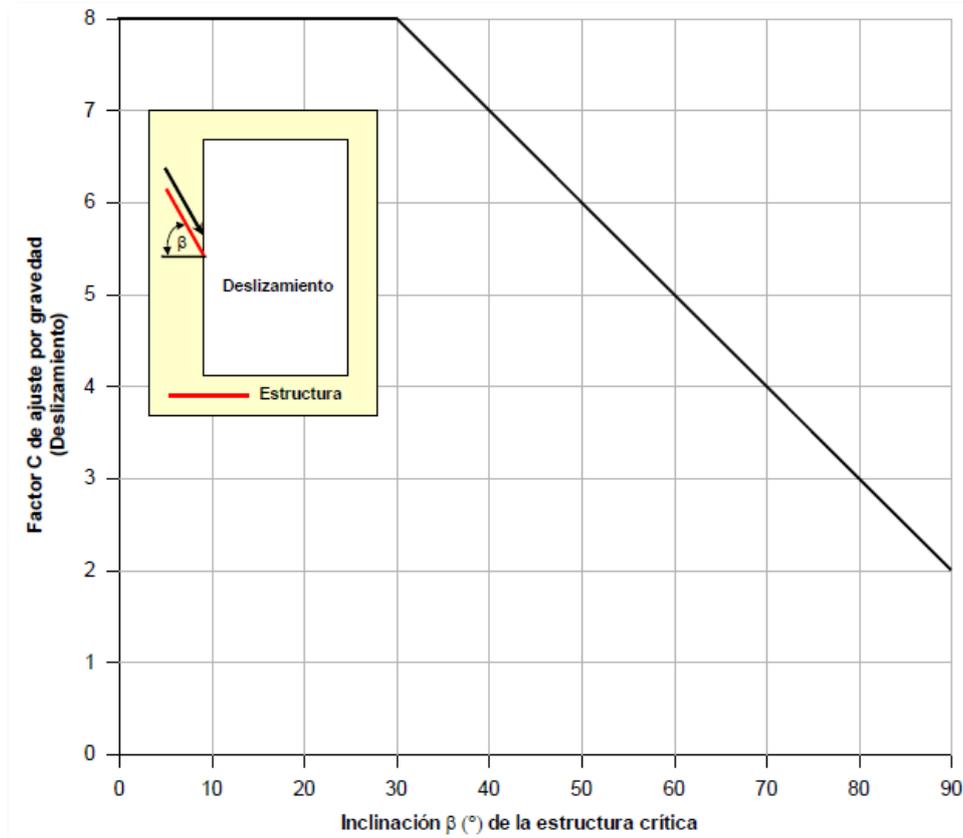


Fuente: Arroyo A., 2011 "Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos"

Los tipos de fallas denominadas como falla por deslizamiento depende del valor de la inclinación (α°) del sistema crítico, en este escenario el Factor C debe ser determinado empleando los valores mostrados en la Figura 13

Figura 13

Factor C de ajuste para modo de falla por deslizamiento (modificado de Potvin, 1988).



Fuente: Arroyo A.,2011" Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeros"

Radio hidráulico (RH). Denominado también factor de forma se determina para cada una de las superficies del tajeo. Su evaluación es de la forma siguiente:

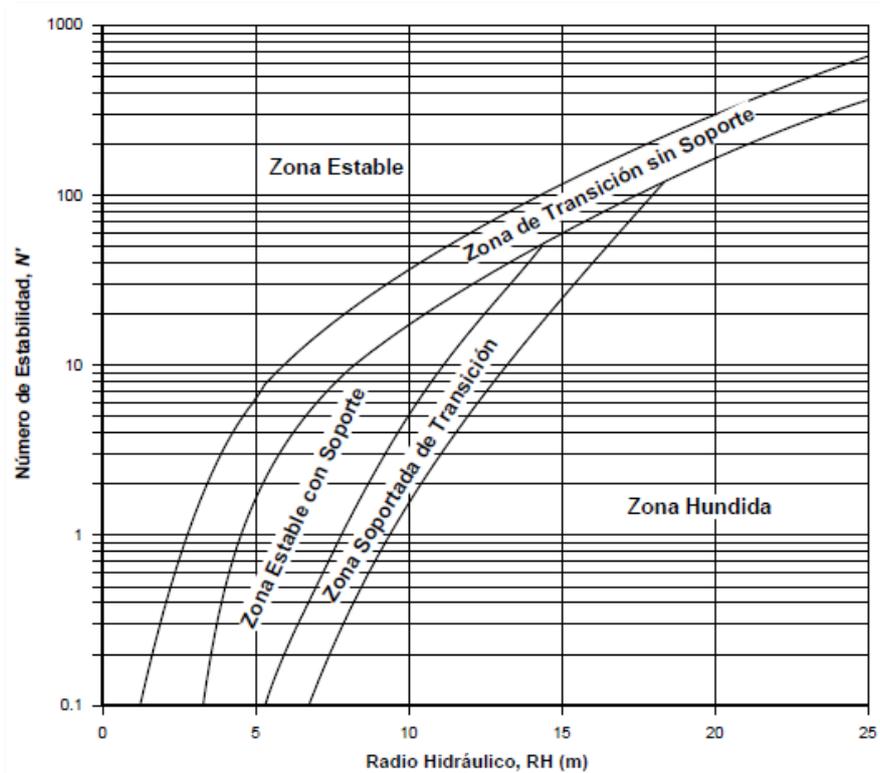
$$RH(m) = \frac{Area}{Perimetro}$$

El radio hidráulico de una superficie individual parece ser un parámetro adecuado para considerar la influencia del tamaño y la forma del plano en análisis. Este parámetro favorece las formas largas y angostas por sobre las formas cuadradas, permite el análisis de las superficies del tajeo plano por plano y es de muy fácil estimación.

Gráfico de estabilidad. Figura 14. Puede utilizarse para evaluar la estabilidad del tajeo de interés utilizando los valores obtenidos para el determinar el valor del radio hidráulico, RH, y el número de estabilidad ,N'. Este gráfico muestra los resultados de la tabulación y el análisis del comportamiento de los tajeros que Potvin (1988) y Nickson (1992), que se observaron en numerosas minas canadienses.

Figura 14

Gráfico de estabilidad modificado de Potvin (1988), y modificado por Nickson (1992))



Fuente: Arroyo A.,2011" Método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos"

Métodos numéricos. (Mendieta Hugo et al,2017) en su publicación para OSINERGMIN" Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas ". La aplicación de métodos numéricos junto con metodologías analíticas como herramientas de análisis para la toma de decisiones referentes al diseño, planificación y el secuenciamiento de las diferentes etapas de minado, así como el diseño y el tamaño de componentes como accesos, pilares, tajeos y sostenimiento, está validado por la industria minera contemporánea. En la Figura 15 se enumeran los enfoques más utilizados en la industria para la modelización del macizo rocoso, junto con una breve explicación de la metodología de cada método, sus características principales, sugerencias, etc.

Figura 15

Software geomecánico – Métodos numéricos

Métodos		Software	Recomendaciones de uso
Métodos Continuos	Elementos Finitos (FEM)	PHASE2 (RS2), RS3, ABAQUS, ANSYS	Recomendado en geometrías complejas no homogéneas y materiales con geometrías no lineales. Óptimo para análisis a escala global y local.
	Diferencias Finitas (FDM)	FLAC, FLAC3D	En las zonas de mayor interés o riesgo geotécnico, la malla a utilizar debe ser más fina y cada elemento debe contener por lo menos 6 nodos.
	Elementos de Borde (BEM)	MAP3D	Método recomendado para modelar procesos de fracturamiento en roca. Recomendado principalmente para materiales de comportamiento lineal y homogéneos. Recomendado para analizar estabilidad a escala global o cuando el sistema presenta reducidos grados de libertad (Jing, 2003)
Métodos Discontinuos	Elementos Discretos (DEM)	UDEC, 3DEC, PFC, PFC3D	Recomendado para analizar inestabilidades con control estructural, análisis de fallas, caving, entre otros. Su uso es ideal cuando se requiera analizar movimientos de bloques de roca independientes Ideal para analizar deslizamientos, separaciones de elementos y grandes deformaciones que puedan ocurrir en el modelo.
	Redes de Fracturas Discretas (DFN)	FracMan, DFN.	Su uso tiene cada vez mayor aceptación ya que puede ser incluido en el FEM, BEM, DEM o métodos híbridos. Recomendado cuando se requiera analizar el fracturamiento de la roca.
Modelos Híbridos – Continuos / Discontinuos	Híbrido FEM/BEM Híbrido BEM/DEM Híbrido FEM/DEM	ELFEN	Su uso es recomendado cuando la escala que se quiere analizar involucra grandes sectores, donde el uso de FDM o FEM no es eficiente en términos de tiempo de solución. En el uso de modelos híbridos DEM/BEM se recomienda referirse a lo establecido por Lorig and Brady (1982, 1984, 1986) y Lemos (1987).

Fuente: Mendieta Hugo et al,2017” Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas “

2.1.3 Relleno

(Potvin et al.,2005)” Handbook on Mine Fill” Mantener la estabilidad del macizo rocoso durante la explotación minera subterránea es una de las principales funciones de rellenar los vacíos generados debido a la extracción de mineral, evitando problemas de inestabilidad causados por la generación de vacíos, además de incrementar la

productividad de los métodos de explotación e incrementar la recuperación de mineral. La aplicación de los diferentes tipos de relleno y sus características están directamente relacionado con los requerimientos del método de explotación.

El material de relleno puede utilizarse para la recuperación de pilares, la recuperación de puentes, plataformas de trabajo, estabilidad de macizos rocosos, extracción de mineral situado encima, adyacente o debajo del relleno, y eliminación de material no económico.

(Douglas et al.,2011)” Backfill Mining”. Las principales funciones del relleno son, soporte de paredes de tajeos adyacentes, pilares y techos, evitando los colapsos y minimizando la probabilidad de ocurrencia de subsidencia causada por minado; confinamiento lateral del macizo rocoso incrementando la resistencia compresiva de pilares, tajeos secundarios, etc. Otra de las funciones es generar una plataforma segura para la continuación de las siguientes etapas de explotación, en los métodos de explotación con exposición directa de personal en los espacios vacíos y; amortiguación de la respuesta vibratoria del macizo rocoso ante las vibraciones generadas por voladuras durante el proceso de minado.

La implementación exitosa de un tipo de relleno cementado con el diseño adecuado en una mina subterránea permite incrementar los porcentajes de recuperación de mineral a diferencia de operaciones mineras que no aplican relleno cementado. Además, mejorando la seguridad y garantiza la explotación rentable de recursos.

Tipos de relleno:

Relleno seco. También conocido como “Dry fill”, Es un tipo de relleno que no utiliza agua, a veces denominado "Rock fill ". Se utilizan diversos materiales, como escorias de procesos pirometalúrgicos, grava natural de río, residuos de operaciones de lixiviación y material generados por excavaciones subterráneas. Al no necesitar aditivos, resulta muy rentable. De uso sencillo, sólo se coloca donde se requiere, normalmente es colocado mediante camiones volquete hacia los tajeos. Además de minimizar la cantidad de residuos depositados en superficie, sirve para sostener las paredes del tajeos. Sin embargo, uno de

sus inconvenientes es que impide que las paredes de los tajeos queden expuestas. Comúnmente este tipo de relleno se aplica en explotaciones subterráneas aplicando corte y relleno.

Relleno hidráulico. El relleno que se suministra en forma de lodo de alta densidad a las explotaciones subterráneas a través de perforaciones o tuberías se conoce como relleno hidráulico o “Hydraulic fill”. El máximo tamaño de las partículas considerado para el relleno hidráulico es de diámetro 1 [mm], y la proporción de partículas de tamaños menores a 10 [µm] de diámetro no puede ser superior al 10% del porcentaje en peso de los sólidos. El relleno hidráulico se crea a partir de relaves espesados y deslaminados. Para este relleno debe utilizarse un máximo del 70% del peso en sólidos. Su costo es razonable, muy parecido al del relleno seco, pero se debe tener cuidado al colocarlo porque su alto contenido en agua puede generar problemas de permeabilidad, drenaje, licuefacción y otras dificultades relacionadas con la seguridad.

Relleno hidráulico cementado. Conocido también como “Cemented hydraulic fill” por su nombre en inglés, es una versión mejorada del tipo de relleno descrito en anteriormente adicionado con cemento portland que incrementa el valor de resistencia a la fuerza de compresión del relleno aplicado, crucial cuando los vacíos rellenados van a cumplir la función de un cimientado o pilar. El uso de cemento elimina la ventaja económica del método anterior, sin embargo, se compensa con el incremento del porcentaje de recuperación de mineral y la flexibilidad del método de explotación.

Relleno en pasta. Denominado en inglés “paste fill” se refiere a una combinación de mezclas de cemento que contienen agregados adicionales y relaves, a lo que se adiciona agua con el objetivo de generar una consistencia similar a la de una pasta. Los relaves deben incluir un mínimo de partículas de 20 [µm] para que presenten características similares a una pasta. Sus características son las muy similares que las de un relleno hidráulico cementado, con la variante que en este caso hay que tener en cuenta la reología, para predecir el comportamiento de la pasta durante su transporte hacia los tajeos o zonas a rellenar.

Relleno compuesto. Conocidos en inglés como “Composite fills” se refieren a la mezcla de los rellenos descritos líneas arriba, con el objetivo de aprovechar al máximo las propiedades favorables de cada uno, ya sean de resistencia, transportabilidad o económicas. Los compuestos aplicados en mayor frecuencia son tres: La combinación de relleno seco e hidráulico, otro que combina relleno seco e hidráulico a base de cemento y un tercero que combina relleno de pasta y relleno seco. En cada uno de estos tres casos, los niveles de transporte o perforación se sellan(topean) con rellenos que incluyen agua, y la vacíos se termina con relleno seco.

Caracterización de relleno cementado

Los esfuerzos cortantes en el material de relleno son causados por su propio peso cuando una mina es poco profunda, lo que significa que las tensiones y deformaciones no son muy grandes. En tales circunstancias, el concepto de pared auto estable y el concepto de talud vertical son los dos métodos más utilizados para calcular las necesidades de resistencia del relleno. El primer enfoque está del lado conservador, mientras que el segundo muestra resultados más realistas. Según el criterio planteado por Mitchell (1982,1983), **Error! No se encuentra el origen de la referencia.**, la resistencia compresiva uniaxial σ_{cr} (o UCS) del relleno cementado utilizando el concepto de talud vertical es:

$$\sigma_{cr} = \frac{\gamma H}{1 + \frac{H}{L}}$$

Donde:

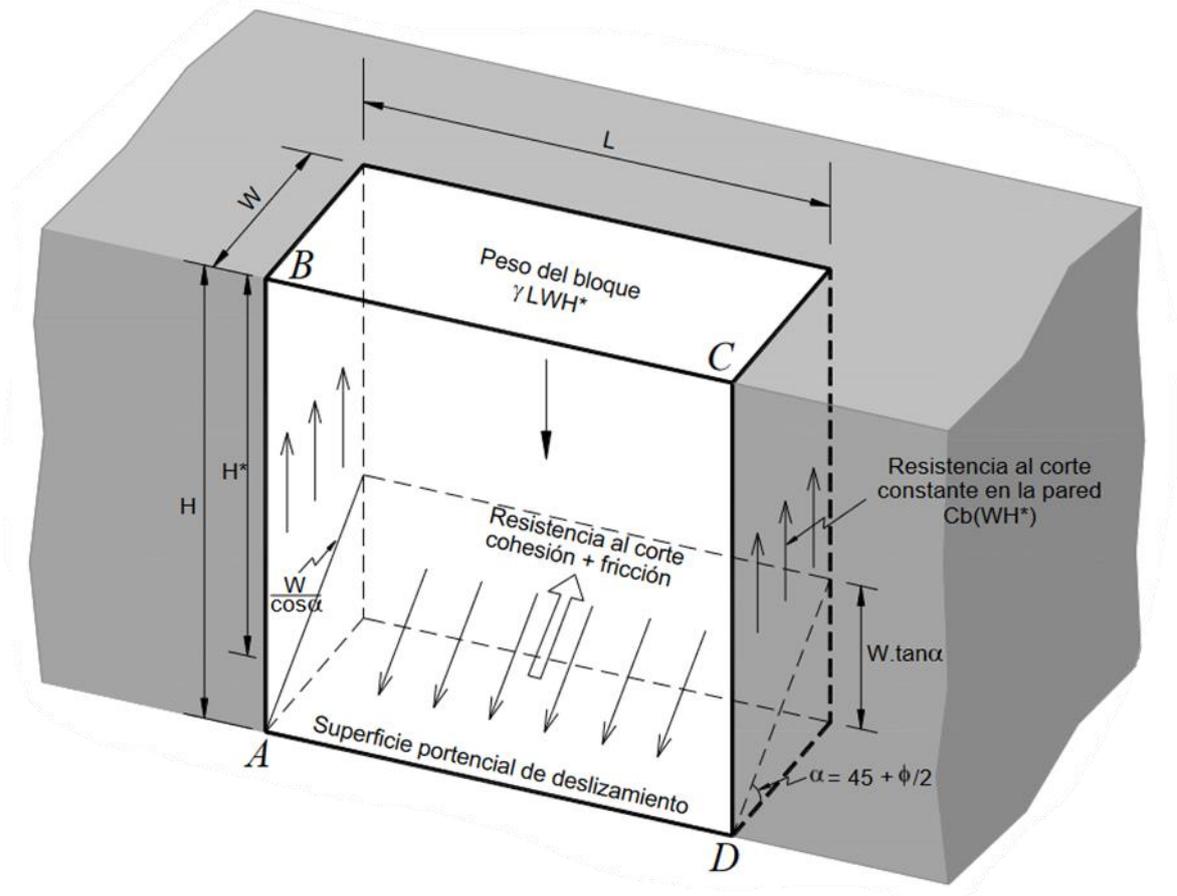
γ = Peso unitario insitu del relleno cementado

H = Altura de pared vertical de relleno a exponer

L = Longitud o largo del tajeo

Figura 16

Diagrama de estabilidad del relleno cementado



Fuente: Mitchell R., 1983 "Earth Structures engineering "

Este criterio se utiliza comúnmente en el cálculo de la resistencia a la compresión no confinada esperada del relleno cementado cuando se aplique un método de explotación subterránea que contemple recuperación de pilares. Como se señaló inicialmente, esta relación matemática es utilizada cuando la explotación está a poca profundidad. Para mayores profundidades puede ocurrir una significativa carga del techo inmediato sobre el relleno cementado, más aún si consideramos la necesidad de topear el relleno al techo. Esta carga del techo puede ser aplicada por la masa de roca alterada asentada sobre el relleno o por las deformaciones del techo. Según Mitchell, podemos suponer una carga vertical igual a 1/3 de la carga litostática (para roca de buena calidad), tomar una altura de carga igual a la longitud del tajo y considerando el valor del factor de seguridad igual a 1,33 para tener en cuenta el peso potencial que actúa sobre el techo del relleno.

2.1.4 Recurso Mineral

(Código JORC,2001) Depósito o concentración de material de origen natural con valor económico inherente, en una forma y cantidad que tiene posibilidades de ser extraído económicamente de la corteza terrestre. La ubicación tridimensional, la cantidad de mineral, concentración de metales, las características geológicas y la continuidad de una mineralización pueden determinarse, calcularse utilizando datos e información geológicos específicos. En función del mayor grado de certeza geológica, los recursos minerales se clasifican en 3 categorías: Recursos indicados, medidos e inferidos.

Recurso Mineral Inferido hace referencia al componente de un recurso mineral cuya estimación fue realizado con un bajo nivel de confianza en cuanto a tonelaje, densidad, ley y composición mineral. Aunque se infiere a partir de datos geológicos, no garantizan la continuidad geológica ni los valores de la concentración de metales. Para la estimación toma como base la información obtenida del yacimiento a partir de técnicas, como labores, pozos, afloramientos, trincheras y perforaciones; sin embargo, esta información puede ser escasa o de dudosa exactitud.

Un Recurso Mineral Indicado se denomina a una parte de un recurso mineral cuyos valores de tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y composición mineral que cuentan con un nivel de confianza razonable. La información procedente de la exploración, el muestreo y las pruebas realizadas en entornos apropiados, como afloramientos, trincheras, pozos, túneles, labores y perforaciones, sirve de base. Aunque las distancias entre los lugares permiten suponer la continuidad, están demasiado cerca o demasiado lejos para confirmar la ley y/o la continuidad geológica.

Recurso Mineral Medido, se denomina a parte de un recurso mineral que tiene estimaciones con un valor alto de confianza de su tonelaje, densidad, forma, características físicas, valores de concentración de metales y composición mineralógica. Se basa en datos exhaustivos y fiables de exploración, muestreo y ensayo obtenidos de yacimientos, incluidas explotaciones, perforaciones, zanjas, pozos y túneles, utilizando las técnicas adecuadas. Las distancias entre los lugares de muestreos son adecuadas para garantizar

la continuidad de la mineralización y un alto nivel de confianza en cuanto a las características.

2.1.5 Reserva de mineral

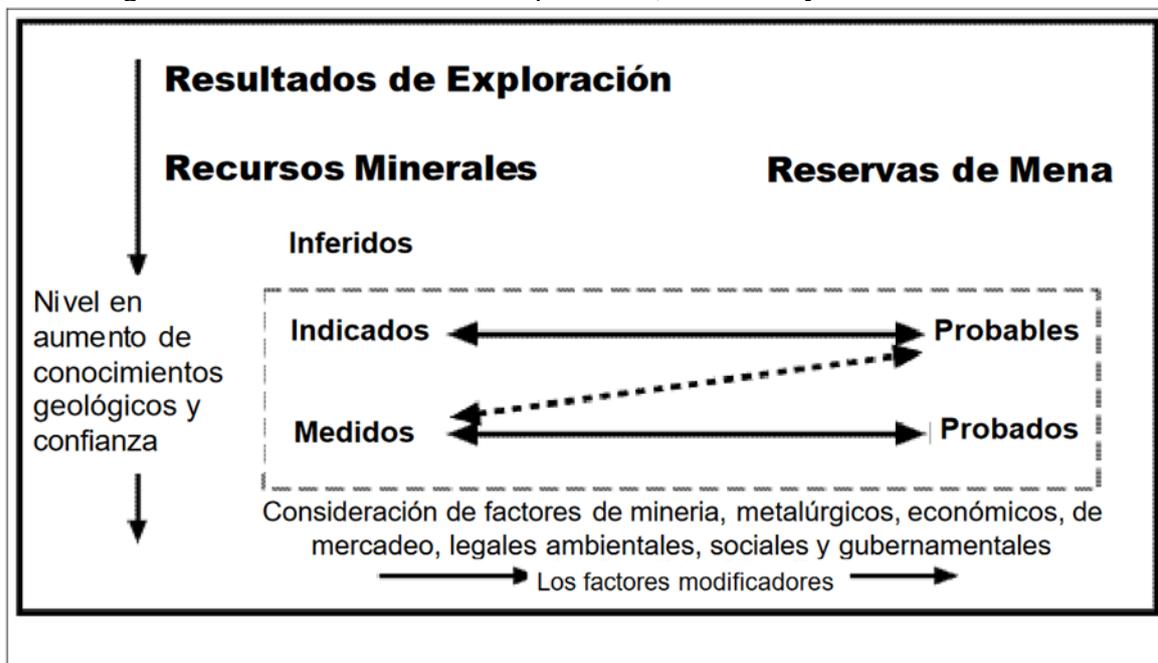
(Código JORC,2001) Se define como la fracción explotable de un recurso mineral medido o indicado generando un margen de ganancia. Su estimación debe contener suficiente información sobre factores geológicos, geotécnicos, mineros, de proceso, metalúrgicos, económicos, medioambientales, sociales y gubernamentales para demostrar en el momento de presentar el informe, sustenta una extracción rentable. La reserva de mineral considera los efectos de dilución del material y las medidas de reserva en caso de pérdidas de extracción. Las dos categorías de reservas de mineral, según el nivel de confianza de la información utilizada para su cálculo, son las reservas probables y las reservas probadas, Figura 17.

El componente económicamente viable que forma parte de un recurso mineral clasificado como indicado, y ocasionalmente de un recurso mineral medido, se conoce como reserva mineral probable. Tiene en cuenta los materiales diluyentes, así como las provisiones para posibles pérdidas. En las evaluaciones correspondientes, que pueden incluir estudios de viabilidad, se han tenido en cuenta y ajustado considerablemente los elementos mineros, metalúrgicos, mercado, precios, jurídicos, medioambientales, sociales y políticos razonablemente asumidos. De acuerdo con estas conclusiones, la extracción podría haber sido apropiada en el momento de presentar el informe.

Reserva Mineral probada es la porción económicamente viable de un recurso mineral clasificado como medido, considera los efectos de materiales de dilución y provisiones para posibles pérdidas en caso de que la sustancia se manipule incorrectamente. Se ha realizado una evaluación adecuada, que puede incluir estudios de viabilidad. También se han considerado y ajustado los supuestos de fiabilidad relacionados con la minería, la metalurgia, la economía, los mercados, la legislación, ambientales, factores sociales y políticos. Estas evaluaciones demuestran que la explotación sería aceptable en la fecha de publicación del informe.

Figura 2

Relación general entre Resultados de Exploración, Recursos y Reservas Minerales



Fuente: "The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists, and Mineral Council of Australia (JORC)", 2001

2.1.6 Recuperación de minado

(McCarthy et al, 2014) "Mineral resource and ore reserve estimation" La recuperación de minado en yacimientos metalíferos es la porción de recurso mineral que puede ser económicamente recuperado. En minas a tajo abierto la recuperación de minado es usualmente alta (90 a 100%). Para minas subterráneas, la porción de recurso mineral que puede ser recuperado generalmente varía entre 70 a 90% (excluyendo bloques no económicos o inaccesibles). Una alta recuperación podría ser justificada usando métodos de explotación subterránea más selectivos y estabilizando con relleno las zonas con alto valor económico. Dentro de todos los métodos, algunos recursos minerales podrían ser clasificados como parte de reservas podrían ser dejados en pilares o abandonados debido a problemas de inestabilidad.

2.2 Marco conceptual

- Tajeo: Excavaciones generados durante la etapa de explotación de un yacimiento.
- Recuperación: Acción y efecto de recuperar

- Desquinche: Proceso de ampliar la sección de una labor, teniendo como cara libre para la voladura uno de los hastiales de la labor.
- Topeo: Acción de rellenar al máximo posible, hasta techo de la labor, los vacíos generados por la extracción de mineral.
- Desmonte: Material rocoso sin valor económico generado como producto de las excavaciones subterráneas.
- Bloque: Cubos que contienen información referente a las características de un yacimiento, en conjunto conforman el modelo de bloques.
- Cámara: Tipo de excavaciones subterráneas, generalmente ejecutado en mineral, en forma de paralelepípedo. Se ejecuta mediante el proceso de desquinche utilizando como cara libre para la voladura los cruceros o subniveles ejecutados previamente.
- Crucero: Tipo de excavación ejecutada dentro o fuera del límite de mineralización, generalmente en dirección transversal al cuerpo mineralizado. Sirven para delimitar los límites de mineralización.
- Subnivel: Labor ejecutada dentro de los límites de mineralización siguiendo como dirección el rumbo de la estructura mineralizada.
- Relave: Material sin valor económico generado durante el procesamiento de minerales, compuesto de partículas sólidas finas y agua, depositada generalmente en superficie en componentes denominados relaveras.
- Sondajes: Perforaciones de forma cilíndrica con el objetivo de reconocer las características de un yacimiento o buscar zonas mineralizadas.
- Logueo: Proceso de registro y análisis de características geológicas y/o geomecánicas de muestras de rocas extraídas mediante sondajes diamantinos o también conocidos como DDH.
- Cuerpo: Concentración de mineralización de tamaños y forma geométrica variada de origen magmático, sedimentario, metamórfico o por actividad hidrotermal. Generalmente son de extensas dimensiones.

- Discontinuidades: Planos de separación de roca que se caracterizan por su orientación, inclinación, espaciamiento, rugosidad, apertura y relleno que son tomados en cuenta para evaluar la estabilidad del macizo rocoso.
- Esfuerzo: Fuerza aplica sobre una unidad de área, en minería subterránea pueden ser de 2 tipos, los esfuerzos in-situ que son relacionados al peso de la masa de roca o los esfuerzos inducidos que son esfuerzos que se generan por reacomodo de los esfuerzos iniciales luego de generar una excavación.
- Familia: Es el conjunto de discontinuidades con propiedades estructurales similares.
- Ley: Es la concentración en de un componente metálico de un yacimiento, se expresa generalmente como porcentaje.
- Dilución: Es la mezcla de material sin valor económico con el material con valor económico durante el proceso de minado.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

La presente investigación se desarrolla en 2 etapas: recolección de información, y su procesamiento para su análisis en el siguiente capítulo.

3.1 Recolección de información

La presente etapa de la investigación inicia con la descripción de manera general de la unidad de análisis, para posteriormente desarrollar los procesos de recolección de información más a cerca de la geología, geomecánica y a cerca del material propuesto como material de relleno para cubrir los espacios vacíos generados como consecuencia de la extracción de mineral.

La información geológica permitirá conocer los valores de la concentración de los contenidos metálicos, la valorización de cada bloque e información acerca de la geometría del cuerpo mineralizado polimetálico, importantes para la configuración del método de explotación y la obtención de los valores económicos. La información geomecánica permitirá conocer a cerca de la calidad del macizo rocoso, sus propiedades físicas de la roca intacta, del macizo rocoso y la profundidad donde se ubica la unidad de análisis, importantes para determinar el comportamiento del macizo rocoso. Por último, la información referente al material de relleno, relleno hidráulico cementado, permitirá conocer las propiedades para un adecuado cálculo de resistencia de relleno requerido para garantizar una condición estable.

3.1.1 Unidad de análisis

Situada en la mina calera de la U.E.A María Teresa, la unidad de análisis examinada es una porción de la extensión norte del cuerpo Sofía D. La Unidad María Teresa está situada a 8 km hacia el oeste de la ciudad de Huaral, en el distrito y provincia de Huaral, al lado norte del departamento de Lima. Las siguientes coordenadas UTM representan la ubicación de los componentes primarios de la mina (GWS84), Figura 18

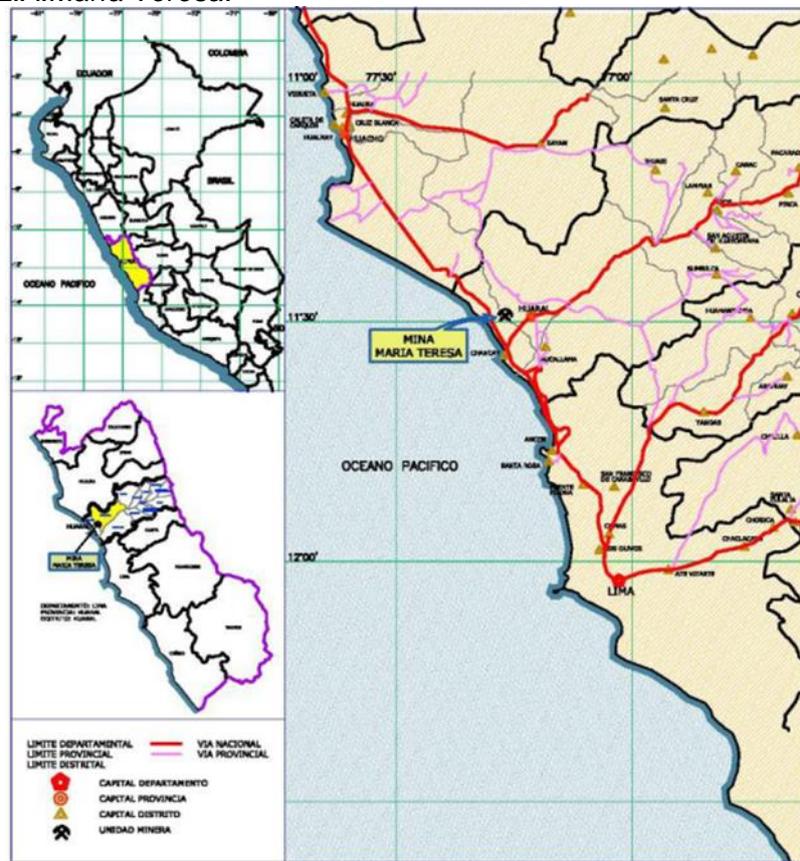
Norte: 8'728,360

Este: 252,140

La altitud promedio es de 150 msnm.

Figura 18

Ubicación U.E.A. María Teresa.



Fuente: Elaboración propia

La carretera Panamericana Norte facilita el acceso; recorre 82 kilómetros desde Lima hasta la ciudad de Huaral, y luego otros 11 kilómetros por una ruta asfaltada hasta la mina.

El clima es cálido con temperaturas elevadas durante el verano, en el invierno se presentan precipitaciones reducidas con un incremento de la humedad, durante el año el promedio de la humedad relativa en el lugar es de 93 %.

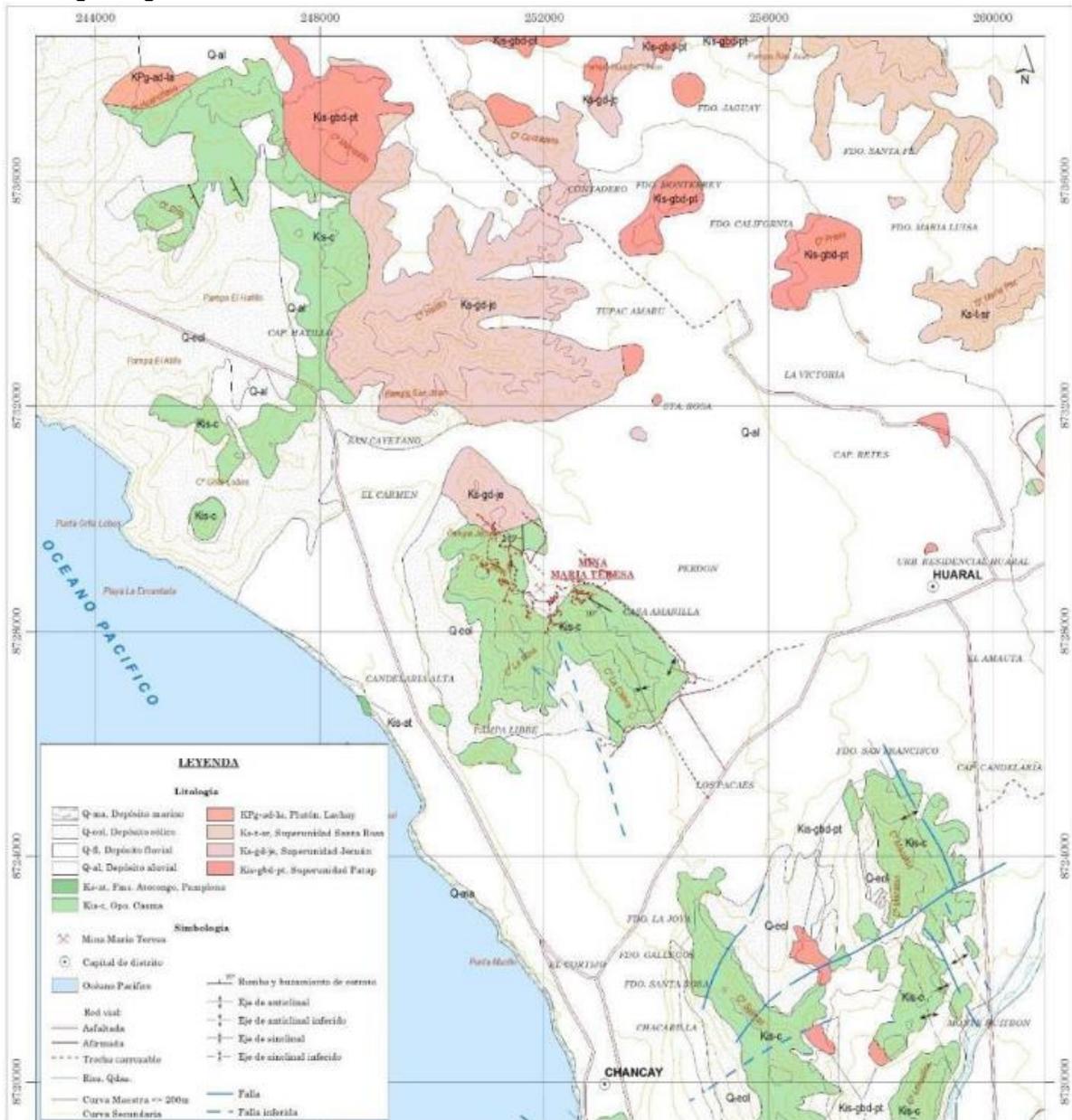
La Mina tiene una geomorfología situada entre una cadena de cerros bajos adyacentes a las llanuras costeras que componen parte del cono aluvial del río Chancay, cercano al litoral. Morfológicamente es de suave pendiente, con hondonadas, colinas aisladas y depresiones. Estructuralmente los llanos costeros están formados por rellenos

en depresiones tectónicas alineadas a la costa; y litológicamente por gravas, arenas y arcillas aluviales, así como acumulaciones de diverso espesor de arenas eólicas.

La geología regional; regionalmente existen 2 agrupaciones litológicas principales, Figura 19. Hay dos secuencias distintas que componen la secuencia volcano-sedimentaria. La formación Pamplona - Atocongo, una sucesión sedimentaria compuesta por calizas, limolitas y areniscas finas de color gris a rojizo, está representada por la primera serie, a veces denominada secuencia inferior. Ambos son de origen marino. La secuencia superior, el Grupo Casma del Cretácico Superior (Maastrichtiense), es una secuencia volcanosedimentaria marina en la región; sin embargo, en la zona de la Mina María Teresa sólo existen volcánicos submarinos, como demuestra la presencia de lavas almohadilladas y brechas hialoclásticas de composición andesítica. La superunidad intrusiva más antigua del Batolito de la Costa es la Superunidad Patap, compuesta por gabros equigranulares y gabrodioritas. La segunda superunidad es la Superunidad Jecuán, compuesta por granodioritas o monzogranitos. Las fechas de referencia estimadas para estas dos superunidades son 110 y 120 Ma, respectivamente (Romero et al., 2008).

Figura 19

Geología regional.



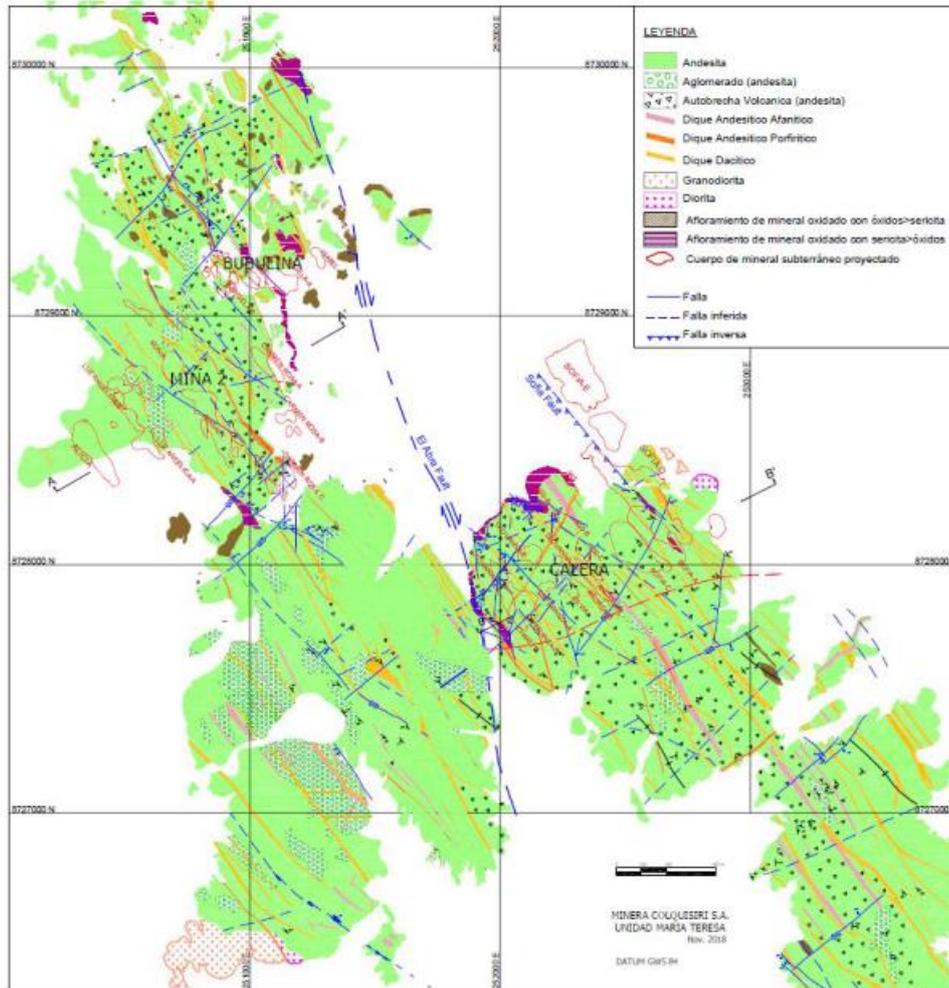
Fuente: Elaboración propia

La litología primaria de la geología local se compone de rocas volcánicas y subvolcánicas con una composición que va de la andesita basáltica a la andesita andesítica, que forma parcialmente diques subverticales N150E. Las rocas félsicas pueden ser extrusivas. Se atribuye al Cretácico Superior la creación de la serie. (Romero et al., 2008). Diques dacíticos a riódacíticos, igualmente subverticales y con dirección N150E, dividen toda la zona. Según el diagrama Zr-Y-Nb de Wood (1980), los diques félsicos y

otras rocas se clasifican en la serie calcoalcalina. Las andesitas y andesitas basálticas tienen una textura afanítica y son localmente porfídicas, exhibiendo fenocristales milimétricos de anfíbol y plagioclasa. En general, es imposible distinguir bordes distintos entre varias coladas volcánicas. Hay muchas texturas amigdaloides y autobrechas. En la parte superior de la secuencia volcánica se observan lavas almohadilladas e hialoclastitas, parcialmente dentro de brechas caóticas que son indicativas de una estructura volcánica colapsada. Al este del yacimiento hay afloramientos de granodiorita, diorita y tonalita cuyo diámetro oscila entre decenas y cientos de metros y están orientados paralelamente a los diques (N150E). Existen dos fallas principales en la región. Con una alineación proyectada de aproximadamente N160E y un buzamiento de 2 m, la falla subvertical de desviación de rumbo de El Abra ha desplazado la zona de Calera unos 500 m al sur de Mina 2 y Bubulina. Figura 20. La falla inversa Sofía, alineada N140E, es necesaria para la mineralización y la disposición del lecho rocoso en Calera. Hace que el bloque W se desplace aproximadamente 90 metros verticalmente hacia el E. Romero (2007) ha descrito fallas inversas regionales de esta orientación andina en la región costera central peruana.

Figura 20

Plano geológico local



Fuente: Elaboración propia

Mineralización y alteración: Los principales componentes del yacimiento de María Teresa son cuerpos lenticulares de sulfuros masivos, con una dirección N150E favorecida para sus ejes longitudinales. La geometría irregular de los cuerpos se explica parcialmente por las "raíces" que favorecen las estructuras de alto ángulo N150E que buzan tanto al E como al W. Se cree que estas estructuras son alimentadores que localmente muestran estructuras en bandas de sericita y stockwork. La mineralización se produce a menudo por el reemplazo de lavas parcialmente masivas compuesta de andesita basáltica y andesita, así como, en menor cantidad, de sills y diques con similar composición. Los cuerpos se inclinan lateralmente y en profundidad hasta conformar vetillas de menor ley donde se produce la mineralización.

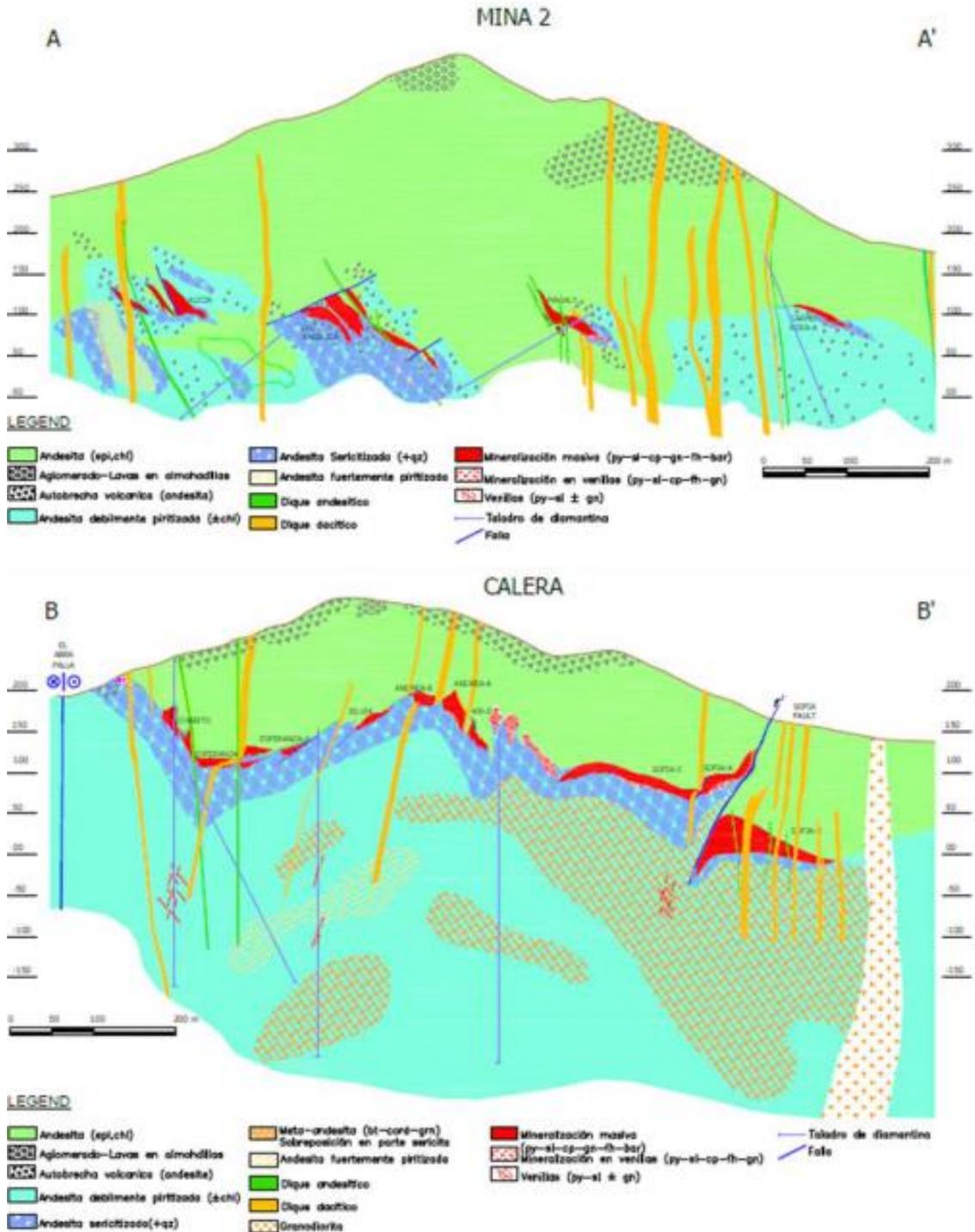
Situados a altitudes que definen un "nivel prospectivo" subhorizontal al tamaño del yacimiento (entre 25 y 200 m s.n.m. en Calera y entre -20 y 200 en Mina 2 y Bubulina), destacan los enormes cuerpos de sulfuros al oeste de la falla de Sofía. El nivel potencial, donde se sitúa el cuerpo Sofía D, desciende unos 90 metros hacia el E de la falla de Sofía, Figura 21.

Uno de los cuerpos de mayor volumen que aporta a la producción es el cuerpo Sofía D, su geometría es lenticular cuya longitud en dirección de su eje mayor (N150E) es de 700 m., 200 m. de ancho, alturas que van desde 70 m. al SW, hasta unos pocos metros al NE. El contacto techo al SW del cuerpo está limitado por la falla inversa Sofía y al NE tiene pendiente suave de 20-30° hasta el contacto con el intrusivo granodiorítico. Siguiendo el lineamiento (N150E) al NW de Sofía Zona actual en explotación, entre las cotas +40 y -40 m.s.n.m. se encuentra una nueva zona mineralizada, parte de esta zona se considerará como unidad de análisis a ser estudiada en la presente investigación.

Esfalerita, tetraedrita-tenantita (que contiene Ag y más As que Sb), calcopirita y galena son los minerales primarios que se consideran menas. También se han detectado trazas de cobelita que cambian a calcopirita, arsenopirita y bournonita. Hay mucha pirita y, en algunas zonas, barita de grano fino a medio. Los enormes cuerpos de sulfuro suelen incluir bandas masivas y lentes de pirita, esfalerita y galena hacia el techo, que gradan a partir de vetas irregulares de cuarzo-pirita-esfalerita cerca del suelo. Los sulfuros masivos con una zonación evidente de Cu (en calcopirita) a Zn-Pb-Ba desde el suelo hasta el techo constituyen la mayor parte del cuerpo de Sofía D.

Figura 21

Secciones geológicas



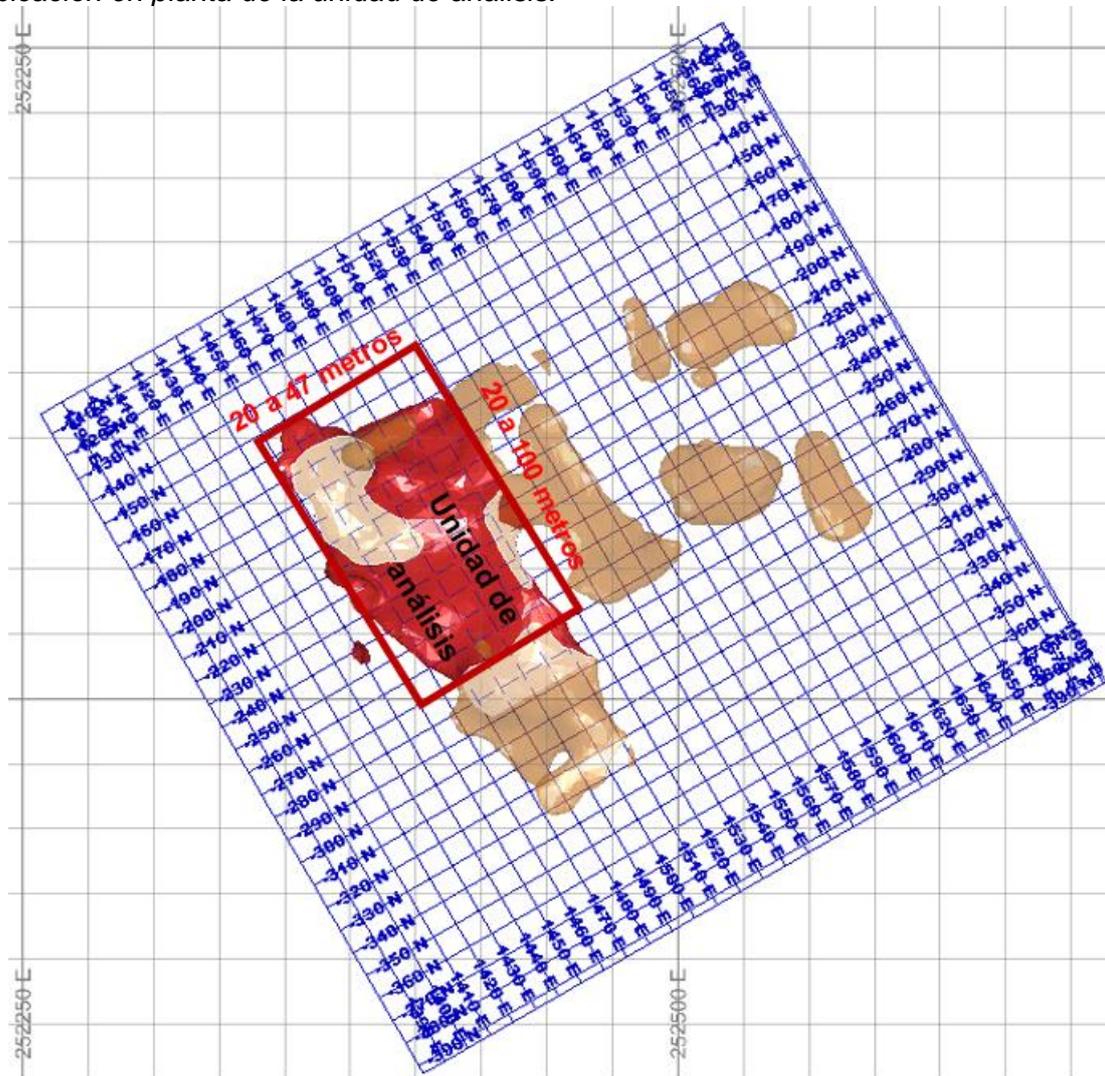
Fuente: Elaboración propia

Con relación a las propiedades geométricas de la unidad de análisis, se observa que tiene potencias variables en altura, que oscila entre 14 y 24 metros, con dimensiones en dirección E-W varían desde 20 hasta 47 metros y en dirección N-S de 20 hasta 100 metros Figura 22. El buzamiento en sentido E-W que varía entre 80° a 90 ver

Figura ,así como en la Figura 24.

Figura 22

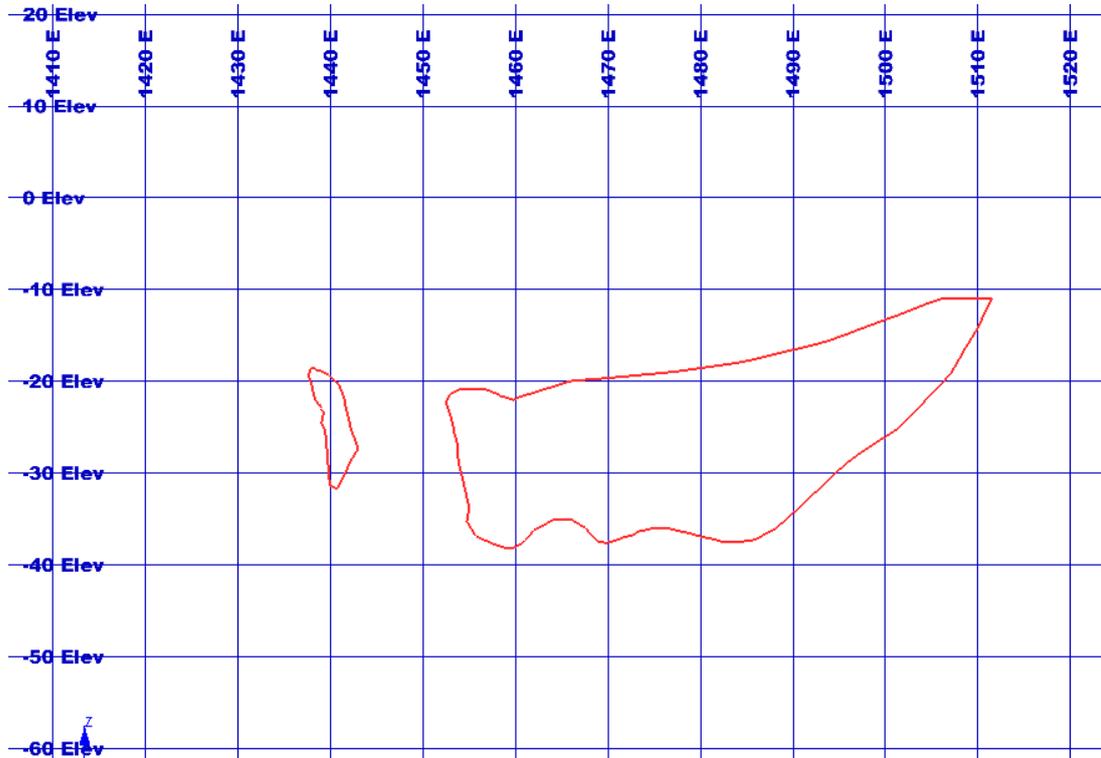
Ubicación en planta de la unidad de análisis.



Fuente: Elaboración propia

Figura 23

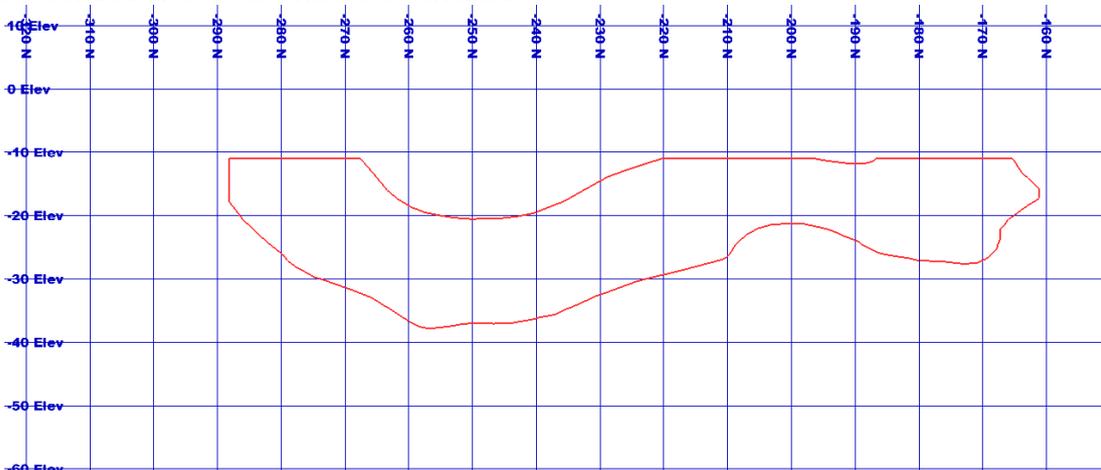
Vista sentido E-W de la unidad de análisis.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 24

Vista sentido N-S de la unidad de análisis



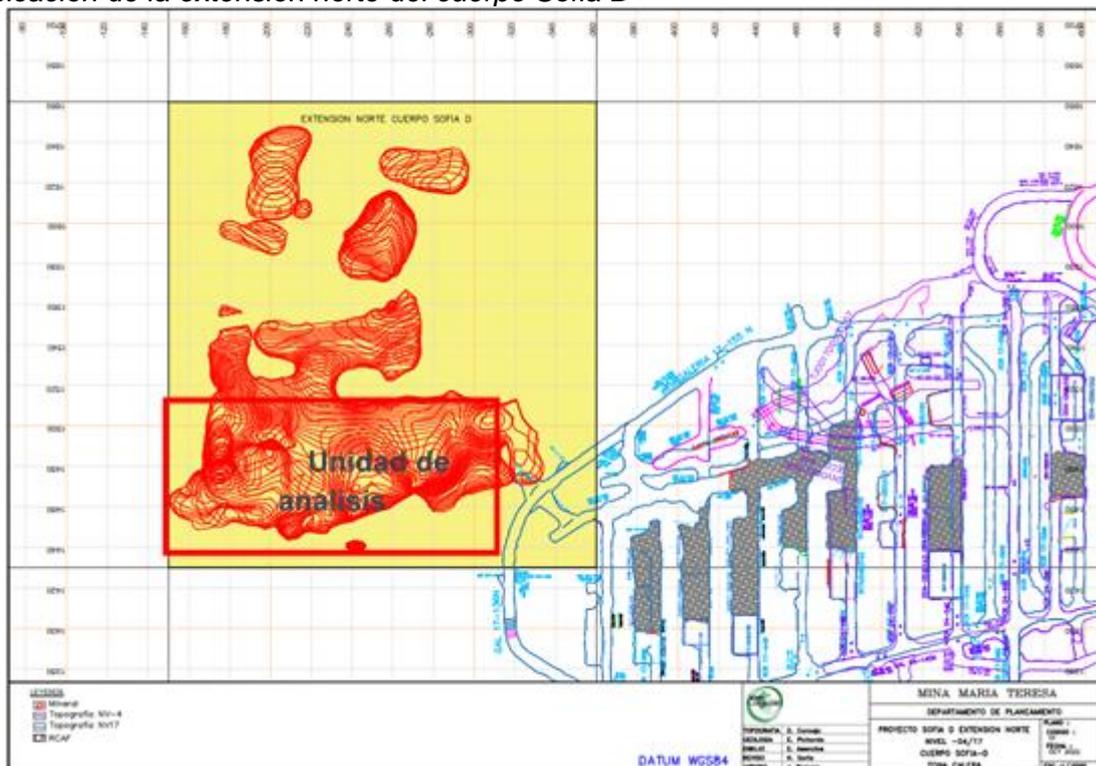
Fuente: Elaboración propia.

En cuanto a la ubicación respecto de la superficie, la unidad de análisis se encuentra a una profundidad de 120 metros de profundidad. En lo que respecta a topografía subterránea, se sitúa al norte de la zona actual de explotación del cuerpo Sofia D. Para los proyectos de acceso, se tiene planificado acceder desde dos niveles, el NV-4 y NV17, mediante el desarrollo de dos rampas principales.

La ubicación geográfica de la unidad de análisis con respecto a las coordenadas locales de Unidad María Teresa abarca un rango entre las coordenadas norte -360 a -150, mientras que en dirección este se extiende desde las coordenadas locales 1430 hasta 1520, Figura 25. En términos de altitud con relación al nivel del mar, varía entre -40 y -11 metros sobre el nivel del mar.

Figura 25

Ubicación de la extensión norte del cuerpo Sofia D



Fuente: Elaboración propia

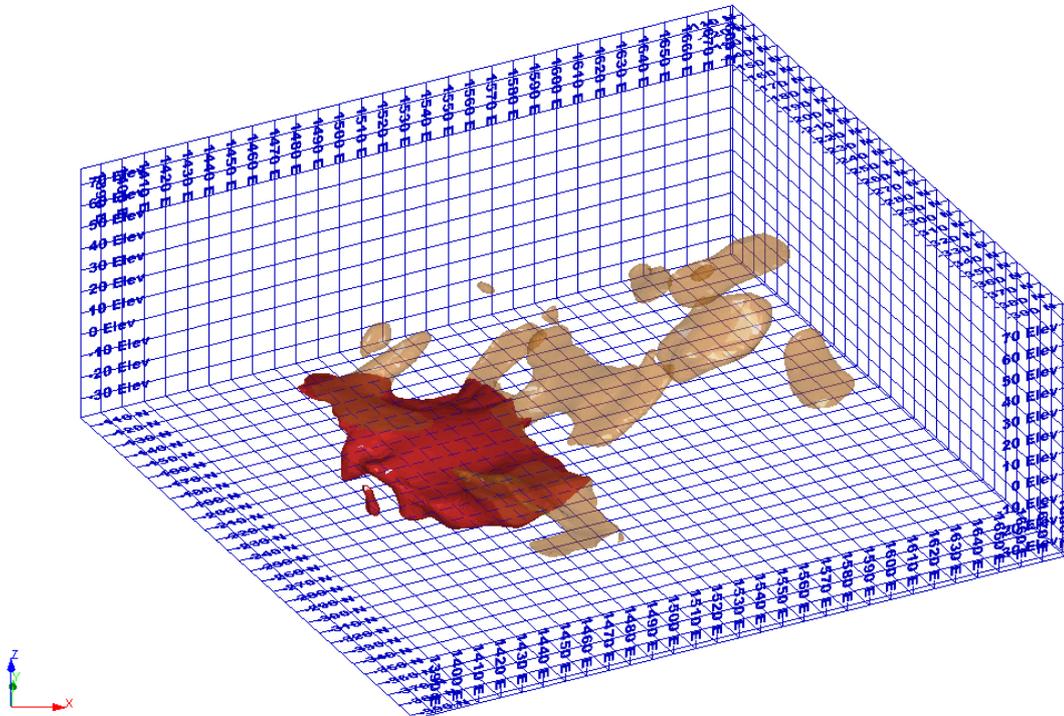
3.1.1 Recolección de información geológica

Toda la información existente a la geología está contenida en el modelo geológico y modelo de bloques; entregados por el departamento de geología. Estos modelos son desarrollados a partir de la interpretación de la información de sondajes diamantinos, complementados con los mapeos de labores de avance existentes. El modelo geológico es un sólido que permite conocer la geometría y dimensiones del cuerpo mineralizado, sin embargo, la información más importante se encuentra en el modelo de bloques donde se indican los valores de las leyes de Zn, Ag, Pb y Cu, así como su valor de mineral expresado en \$/TM.

La unidad de análisis, delimitado por color rojo en la siguiente figura, Figura 26, según el modelo de bloques contiene 261 522 TMS como recurso total con un valor de mineral promedio de 271.65 \$/TMS, Tabla 3, Categorizando los recursos a reservas, siguiendo los lineamientos del código JORC, la unidad de análisis cuenta con 261 522 TMS con un valor de minera 271.51 \$/TMS, Tabla 4. El tonelaje de recursos y reservas según coinciden debido a que en la unidad de análisis no se cuenta con recursos categorizados como inferidos.

Figura 26

Vista isométrica de la unidad de análisis



Fuente: Elaboración propia

Tabla 3

Recursos contenidos en la unidad de análisis

Recurso	TONELAJE(TMS)	Ag(Oz/Ton)	Pb(%)	Zn(%)	Cu(%)	NSR(\$/TM)
Medido	259,841	1.97	0.56	6.40	1.07	271.51
Indicado	1,681	2.35	0.49	7.48	0.94	293.16
Total	261,522	1.98	0.56	6.40	1.07	271.65

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4*Reservas contenidas en la unidad de análisis*

Reserva	TONELAJE(TMS)	Ag(Oz/Ton)	Pb(%)	Zn(%)	Cu(%)	NSR(\$/TM)
Probado	259,841	1.97	0.56	6.40	1.07	271.51
Probable	1,681	2.35	0.49	7.48	0.94	293.16
Total	261,522	1.98	0.56	6.40	1.07	271.65

Fuente: Elaboración propia

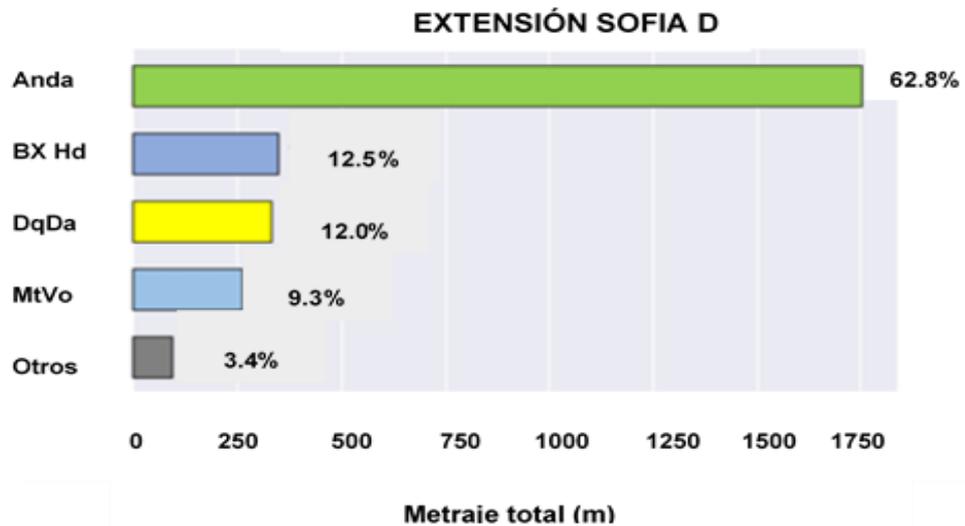
3.1.2 Recolección de información geomecánica

La información referente a la geomecánica requeridas para la presente investigación son el tipo de roca, la caracterización de las discontinuidades, conocer sus condiciones para clasificar el macizo rocoso, para ello se realizan logueo de sondajes diamantinos y mapeos geomecánicos en excavaciones ya realizadas. Otra información, para la investigación, son las propiedades físicas de la roca intacta y del macizo rocos para lo cual se realizan campañas de ensayo de laboratorio con el apoyo de una empresa especializada. Finalmente, para estimar el valor de los esfuerzos in situ e inducido se utilizaron los modelos para determinar los valores de los esfuerzos in-situ de acuerdo con la profundidad dónde se encuentra ubicada las labores a analizar, estos modelos fueron construidos con el soporte de una empresa especializada en geomecánica.

Se determinaron dos tipos de roca predominante tomando en cuenta la información dentro del cuerpo y su caja inmediata, las rocas predominantes en la extensión norte de cuerpo Sofía D la roca predominante es la andesita seguido de brechas hidrotermales principalmente en el contacto piso del cuerpo. En la Figura 27 se puede evidenciar que el 62.8 % del total de sondajes logueados corresponden a la roca andesita, seguido por un 12.5% de brechas hidrotermales, 12% de diques dacíticos ,9.3% de meta volcánico y 3.4 % de otros tipo de rocas.

Figura 27

Principales tipos de roca en la en la unidad de análisis



Fuente: Elaboración propia

Para caracterizar las discontinuidades, en la unidad de análisis, se ha recurrido a la información recolectada de mapeos geomecánicos ejecutados por el departamento de geomecánica. Para su clasificación se ha empleado técnicas de proyección estereográfica utilizando herramientas informáticas. Dónde dentro de la unidad de análisis se determinaron 5 sistemas de discontinuidades, de los cuales 4 son sistemas principales y 1 secundario. El primer sistema 1 presenta orientación NE y buzamiento hacia el NW; el sistema 2 tiene orientación NW y buzamiento casi vertical hacia SW; el sistema 3 presenta el mismo rumbo del sistema 1 con el buzamiento contrario; el cuarto sistema presenta una orientación NS y buzamiento casi vertical al W; finalmente, el sistema 5 tiene orientación EW con alto valor de buzamiento al N, Tabla 5.

Tabla 5

Sistema principales de discontinuidades estructurales: Rumbo/Buzamiento-Dirección de buzamiento/Buzamiento.

	Sistema N°1	Sistema N°2	Sistema N°3	Sistema N°4	Sistema N° 5
Diaclasas	N39°E/76°NW	N28°E/77°SE	N44°W/69°SW	N84°W/72°NE	N04°E/76°NW
	309°/76°	118°/77°	226°/69°	006°/72°	274°/76°
Fallas	N37°W/75°SW	N10°E/77°NW	N11°E/80°SE	N28°W/76°NE	----
	233°/76°	280°/77°	101°/80°	062°/76°	----
Compósito	N37°E/76°NW	N40°W/72°SW	N24°E/78°SE	N01°E/74°NW	N83°W/72°NE
	307°/76°	230°/72°	114°/78°	271°/74°	007°/72°

Fuente: Elaboración propia

Los aspectos estructurales de las discontinuidades se establecieron mediante gracias al tratamiento estadísticos de la información recolectada mediante logueo geotécnico realizado por el área de geomecánica, Tabla 6

Tabla 6

Condición de discontinuidades

Ítem	Unidad	Extensión Norte Sofia D
Espaciamiento	m	0.06-0.2 <0.06
Persistencia	m	1-3
Apertura	mm	0.1 a 1 1 a 5
Rugosidad	-	Lisa Lig.Rug
Relleno	mm	S<5
Alteración	--	Lig.Alt.

Fuente: Elaboración propia

Para establecer la clasificación de los macizos rocosos se empleó el criterio de Bieniawski (RMR-Rock Mass Rating) propuesta en el año 1989. La clasificación se basó en los registros geotécnicos realizados por el departamento de geomecánica. Además, en la Tabla 7 ,se muestra el rango equivalente según el criterio de clasificación de Q de Barton (1974).

Tabla 7

Criterio de clasificación de la masa rocosa

Tipo	Intervalo RMR	Intervalo Q	Clasificación según RMR
II	>60	>5.92	Buena
IIIA	51-60	1.95-5.92	Regular A
IIIB	41-50	0.64-1.95	Regular B
IVA	31-40	0.21-0.64	Mala A
IVB	21-30	0.08-0.21	Mala B
V	<21	<0.08	Muy Mala

Fuente: Elaboración propia

Para la clasificación geomecánica del macizo rocoso se tuvo en cuenta que los criterios para diseñar y los resultados de los análisis son válidos solamente dentro del

macizo rocoso que tenga propiedades físicas y mecánicas semejantes, por tal motivo se realizó la zonificación del macizo rocoso en zonas de características estructurales y mecánicas similares para el desarrollo de los distintos métodos de cálculo. Por lo tanto, se delimitó la unidad de análisis en zonas geomecánicas o en zonas denominadas dominios estructurales (DE) para el diseño de excavaciones subterráneas. En la unidad de análisis, extensión norte del cuerpo Sofia D, se cuenta con un modelo de bloques elaborado en base a las valoraciones del RMR básico, sin considerar el sentido de orientación de las discontinuidades, considerando condición húmeda referente a la presencia de agua y sin considerar el efecto de la voladura. En base al modelo geomecánico, prima el DE-II con un 91% seguido del dominio de DE-III A con un 7%. En menor medida el DE-IIIB con un 2% aproximadamente, Figura 28

Figura 28

Estadística de modelo de bloques RMR



Fuente: Elaboración propia

Las características mecánicas de la roca intacta, así como las propiedades mecánicas de las discontinuidades y las propiedades mecánicas del macizo rocoso se

determinaron analizando las muestras que se entregaron al laboratorio, con el apoyo de una empresa consultora especializada en materia de geomecánica.

Los resultados se muestran a continuación, Tabla, resultados de la densidad, resistencia compresiva uniaxial, resistencia a tracción indirecta, módulo de Young y la relación de Poisson.

Tabla 8

Resumen de ensayos de laboratorio

Tipo	Propiedad	Litología	Resultados					
			N° Ensayos	Min.	Max.	Pro.	Desv.Es	C.V
Índice	Densidad seca ρ g/cm ³	Mineral	3	3	3.3	3.1	0.1	4
		Andesita	9	2.7	3	2.8	0.1	4
		Brecha Hidrotermal	6	2.8	3.1	3	0.1	3
Resistencia	Compresiva Uniaxial UCS50 Mpa	Mineral	2	54	66	60	8.2	14
		Andesita	7	47	270	146	84.3	58
		Brecha Hidrotermal	2	79	121	100	30.2	30
	Tracción indirecta σ_t Mpa	Mineral	6	6	8	7	0.9	13
		Andesita	9	4	16	10	4	40
		Brecha Hidrotermal	6	9	15	12	2.3	19
Deformación	Módulo de Young E Gpa	Mineral	2	29	35	32	4.7	15
		Andesita	1	35	35	35	-	-
		Brecha Hidrotermal	1	25	25	25	-	-
	Relación de Poisson ν adimensional	Mineral	2	0.1	0.16	0.13	0.05	38
		Andesita	1	0.12	0.12	0.12	-	-
		Brecha Hidrotermal	1	0.11	0.11	0.11	-	-

Fuente: Elaboración propia

La resistencia al corte viene determinada por los factores de fricción interna y cohesividad del criterio Mohr-Coulomb. La Tabla 9 muestra los valores obtenidos mediante ensayos de laboratorio. Es importante comprender la importancia de la resistencia de las discontinuidades desde el enfoque de estabilidad controlada por discontinuidades estructurales. Estas discontinuidades son superficies de debilidad en el macizo rocoso que forman potenciales planos por donde podrían ocurrir fallas.

Tabla 9*Valores de ensayo de corte directo*

Tipo de roca	Tipo de discontinuidad	Cohesión (Mpa)	Ángulo de Fricción Residual (ϕ)
Mineral	Natural	0	34.75
Andesita	Natural	0.04	37.39
Brecha	Natural	0.06	28.54

Fuente: Elaboración propia

Para estimar las propiedades de resistencia mecánica del macizo rocoso se utilizó el criterio de fallo establecido por Hoek & Brown (2002), y los módulos de deformación del macizo rocoso se estimaron utilizando las ecuaciones de Vásárhelyi (2009) para la relación de Poisson y Hoek & Diederichs (2006) para el módulo de Young. Los valores más representativos de la roca intacta y del macizo rocoso se utilizaron para proporcionar los valores de entrada para la aplicación del criterio mencionado.

- GSI, basado en los resultados de la zonificación geomecánica.
- UCS, se deriva de las pruebas de campo realizadas con el martillo Smitch y se complementa con estudios de laboratorio.
- Mi, basado en los resultados de los ensayos de compresión triaxial.
- D, determinado mediante observaciones sobre el terreno.
- MR, basado en los criterios de selección de Hoek & Diederich (2006).

Los valores de entrada y resultados se muestran en detalle, en la Tabla 10 , con el fin de elaborar estimaciones de las propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso.

Tabla 10*Parámetros de la masa rocosa cuerpo Sofia D extensión norte*

Litología	DE	GSI (adim.)	ρ (g/cm ³)	σ_{ci} (Mpa)	m_i (adim.)	MR (adim.)	mb (adim.)	s (adim.)	a (adim.)	σ_{cmr} (Mpa)	Emr (Gpa)	v (adim.)
Mineral	II	68	3.1	100	15	300	4.784	0.029	0.502	16.9	28.2	0.28
	IIIA	54	3.1	70	15	300	2.901	0.006	0.504	5.3	12.6	0.3
	IIIB	44	3.1	40	15	300	2.03	0.002	0.509	1.7	7.1	0.32
	IVA	32	3.1	25	15	300	1.322	0.001	0.52	0.7	3.5	0.35
Andesita	II	70	2.7	180	22	400	7.535	0.036	0.501	34	31.6	0.25
	IIIA	56	2.7	90	22	400	4.57	0.008	0.504	7.9	14.1	0.28
	IIIB	46	2.7	50	22	400	3.198	0.002	0.508	2.1	7.9	0.3
	IVA	35	2.7	28	22	400	2.159	0.001	0.516	0.8	4.2	0.32
Brecha	II	65	2.7	100	9	250	2.579	0.02	0.502	14	23.7	0.3
	IIIA	52	2.7	70	9	250	1.621	0.005	0.505	4.8	11.2	0.33
	IIIB	44	2.7	40	9	250	1.218	0.002	0.509	1.7	7.1	0.34
	IVA	32	2.7	25	9	250	0.793	0.001	0.52	0.7	3.5	0.37

Fuente: Elaboración propia

Para determinar los valores de esfuerzos in situ, una empresa consultora especializada en geomecánica ayudó a aproximar el campo de tensión in situ, ya que no se disponía de mediciones de tensión in situ. A partir de dos criterios, se estimó el valor de la tensión in situ. En el primer criterio de carga litológica de Hoek & Brown (1978), junto con el criterio de Sheorey (1994) Tabla 11. El segundo criterio es utilizando la información del mapa mundial de esfuerzos (WSM), Tabla 12.

Tabla 11

Magnitud de esfuerzos in situ, estimado mediante criterio de carga litológica

Zona	Encampane (m)	Densidad (g/cm ³)	Emr (Gpa)	kav (adim)	σ_v (Mpa)	σ_{hav} (Mpa)
Extensión Sofia D	120	2.7	25	1.88	3.2	6.1

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12

Modelo de estimación de esfuerzo in situ, generado mediante criterio de WSM

σ_{hmax} (Mpa)	Azimut (°)	σ_{hmin} (Mpa)	Azimut (°)	σ_v (Mpa)
$7+0.01*Z$	75	$3+0.01*Z$	165	$0.027*Z$

Z: Profundidad en referencia a la superficie topográfica

Fuente: Elaboración propia

3.1.3 Recolección de información relleno cementado

Al momento de la presente investigación, en U.M Maria Teresa, el principal método de minado es sublevel stoping, aplicación Relleno Hidráulico Cementado con un porcentaje de cemento de 4% respecto del peso en total de sólidos para rellenar los vacíos generados debido a la extracción de mineral. Por lo que se cuenta con datos de densidad in situ de relleno cementado, determinado mediante trabajos de extracción de muestras y su procesamiento en laboratorio, en la Tabla 13 se evidencia que la densidad promedio de las muestras ensayadas de 1950 g/cm³ o 1950 Kg/m³

Tabla 13

Diseño de Relleno Hidráulico Cementado

Composición	Relave solido (Kg)	Cemento (Kg)	Agua (l)	Densidad (Kg/m ³)
Peso	2,041	102	875	1,950
Porcentual	67%	4%	29%	

Fuente: Elaboración propia

Además, se realizaron ensayos a nivel de laboratorio para estimar las resistencias del relleno considerando que el mínimo tiempo para la exposición del relleno hidráulico cementado es de 60 días. Los resultados de las muestras ensayadas muestran en la Tabla 14, se evidencia que los resultados de resistencias para el diseño ensayado son superiores a 0.6 Mpa.

Tabla 14

Resultados de UCS(Mpa) para muestras de RHC

Muestras	Edades (días)	UCS (Mpa)	Humedad (%)
M1	60	0.88	26.2
M2	60	0.66	24.5
M3	60	0.84	24.8

Fuente: Elaboración propia

3.2 Procesamiento de la información.

De la información geológica, geomecánica y del relleno cementado se inicia con el procesamiento de la información.

3.2.1 Planteamiento de diseño de minado

El procesamiento inicia con la identificación de las dimensiones y geometría de la unidad de análisis donde se identifican alturas variables, entre 14 y 24 metros, en la geometría de la unidad de análisis. Las dimensiones de la unidad varían de 20 a 47 metros en dirección E-W y de 20 a 100 metros en dirección N-S.

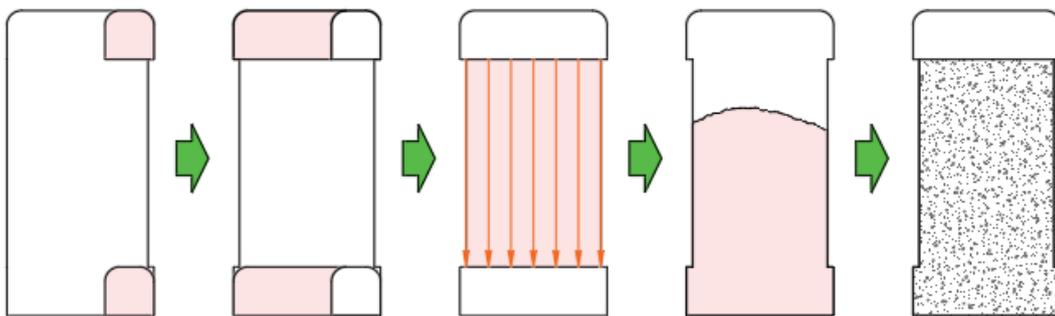
Por las características de la geometría de la unidad de análisis se propone realizar su explotación mediante el método de explotación sublevel stoping, para aprovechar las ventajas de las dimensiones de la unidad de análisis, principalmente en sentido E-W y N-S. Se propone realizar su explotación mediante configuración de tajeos primarios y secundarios. El método sublevel stoping propuesto consiste en la explotación de tajeos primarios,

Figura 29, que inicia con la preparación de los cruceros y el desquinche de las cámaras superior e inferior, luego se realiza la perforación de los tajeos con taladros largos verticales en paralelo. Finalmente, la voladura y limpieza, dando pase al Relleno

cementado hasta recuperar el piso del siguiente tajeo, se repite este proceso de explotación de tajeos primarios hasta alcanzar el lime superior de mineralización. Una vez finalizado la explotación de tajeos primarios se inicia con el ciclo para la explotación de tajeos secundarios, Figura 30, iniciando con preparación de cruceros, entre paredes rellenas; luego inicia la perforación en abanico en modo ascendente; finalmente, la voladura y limpieza, dando pase al relleno cementado.

Figura 3

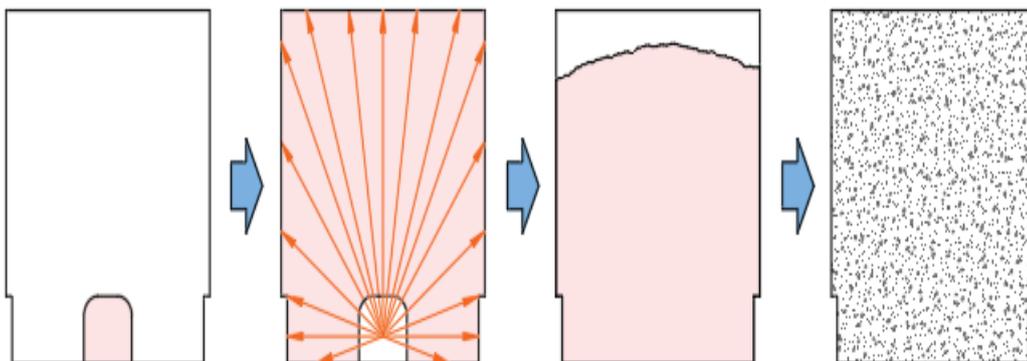
Esquema de minado de tajeos primarios



Fuente: Elaboración propia

Figura 30

Esquema de minado de tajeos secundarios



Fuente: Elaboración propia

Para la zona donde la mineralización tiene como contacto techo en nivel -25 piso -35, se plantea ejecutar cruceros de preparación en nivel -35 y -25, con alturas de cruceros de preparación de 4 metros; en este escenario las alturas de tajeo serian de 14 metros, con longitud de 47 metros y un ancho de 16 metros. Para tramos donde existe continuidad de mineral del nivel -35 hasta -15 se propone realizar los cruceros de preparación en los niveles -35 y -15, generando alturas de tajeos de 24 metros, longitud de minado máxima

de 32 metros y un ancho de minado de 16 metros. Finalmente, para tramos donde la continuidad de mineral entre los niveles -25 y -15 se propone realizar los cruceos de preparación en los niveles -25 y -15, generando alturas de tajeo de 14 metros, con longitudes de minado máxima de 40 metros y un ancho de minado de 16 metros

3.2.2 *Procesamiento de información geomecánica*

Todo diseño de minado debe garantizar una condición segura durante toda la etapa de minado. Como primera alternativa se busca en todo diseño de minado lograr tajeos de mayores dimensiones posibles, tajeos más productivos, sin instalar ningún tipo de elemento de sostenimiento. Sin embargo, cabe aclarar que no en todos los casos es posible tener este escenario, en algunos casos de diseño es necesario instalar elementos de sostenimiento para garantizar la estabilidad del macizo rocoso. En la presente investigación se realiza el análisis de estabilidad aplicando el método gráfico de estabilidad (MGE), considerando las dimensiones de los tajeos propuestos y la información geomecánica recolectada en la etapa anterior de la investigación.

Para determinar la condición de estabilidad, el MGE requiere como datos de entrada el radio hidráulico RH y el número de estabilidad N'.

El número de estabilidad (N') es calculado mediante la relación: $N' = Q' \times A \times B \times C$, Q' representa al índice de calidad del macizo rocoso propuesto por Barton (2002) sin incluir la relación de corrección por tensiones o condición estructural (SRF) y la presencia de agua (Jw). De acuerdo con el mapeo y caracterización de la unidad de análisis, los datos para el cálculo y valor de Q' se muestran en la Tabla 15. El RQD promedio de la unidad de análisis es 70% y los valores de Jn, Jr. y Ja son de 12, 3 y 1 respectivamente. Al calcular el valor de Q' de 17.5.

Tabla 15

Cálculo de Q'

RQD	70%
Jn	12
Jr	3
Ja	1
Q'	17.5

Fuente: Elaboración propia

Para determinar el factor A (corrección por tensiones) se toma en cuenta el valor de resistencia de la roca intacta 100 Mpa y el valor del esfuerzo principal σ_1 estimado mediante el modelo de esfuerzos indicados en la Tabla, considerando la profundidad (z) es de 120 m en la Tabla 16 se muestran las magnitudes de los esfuerzos in situ que sirven como datos de entrada para el software utilizado para estimar los esfuerzos inducidos actuantes sobre cada uno de las superficies de los tajeos. Los datos sobre las características físicas del macizo rocoso que figuran en la Tabla 10 también se utilizan en el cálculo de los valores de los esfuerzos inducidos. Utilizando herramientas informáticas se determina actuantes sobre cada superficie de análisis de los tajeos los esfuerzos inducidos en cada superficie de análisis mostrados en la tabla 17, en el caso los esfuerzos inducidos actuantes sobre el techo de los tajeos en análisis se considera el valor más crítico.

Tabla 16

Estimación de magnitudes de esfuerzos in situ unidades en la unidad de análisis

σ_{max} (Mpa)	Azimut (°)	σ_{min} (Mpa)	Azimut (°)	σ_v (Mpa)
8.4	75	4.2	165	3.24
Z=120				

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17

Resultados de estimación de esfuerzos inducidos σ_1 (MPa) para diferentes superficies

Superficies	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-14	Tajeos NV -25/-14
Techo	10.45	13	10.45
Pared E-W	5.05	2.55	4.8
Pared N-S	1.9	1	1

Fuente: Elaboración propia

La relación entre UCS 100 Mpa y σ_1 se halla en función a valor de los esfuerzos inducidos estimados en el paso anterior, valores mostrados en la Tabla 19.

Tabla 18

Valores de UCS/ σ_1

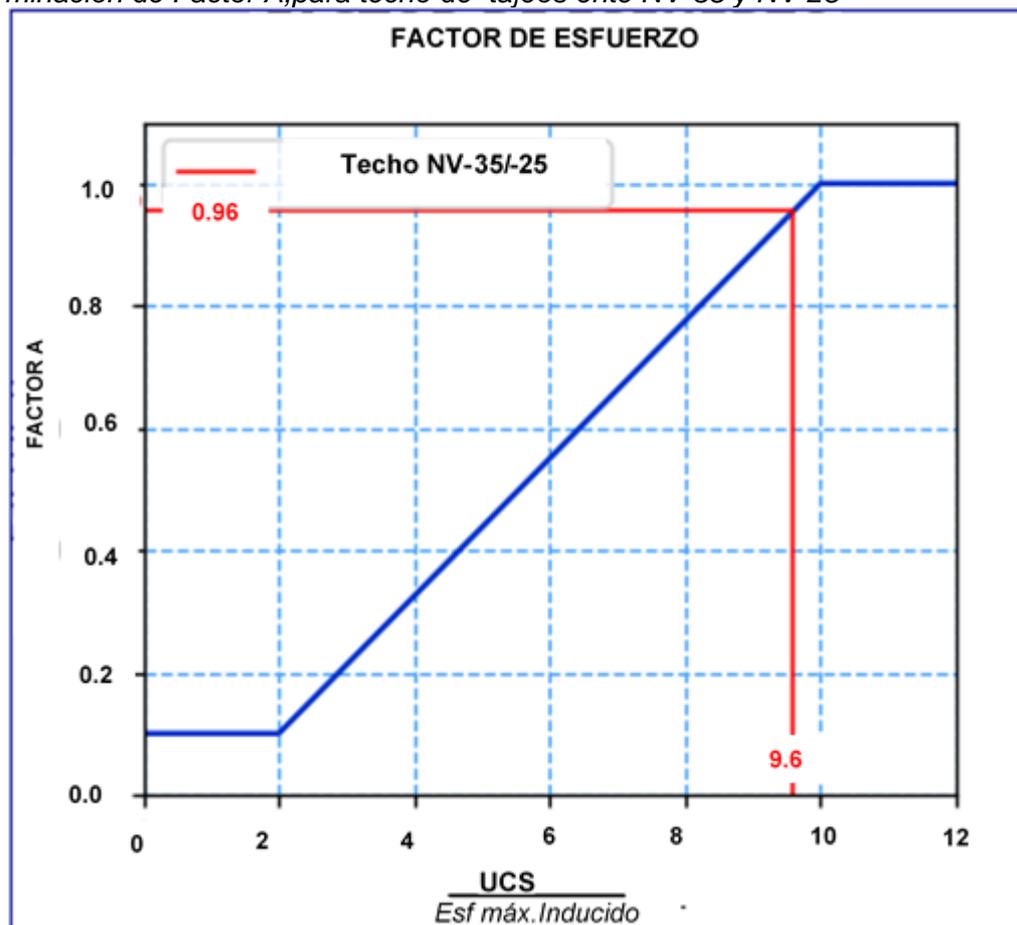
Superficies	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-14	Tajeos NV -25/-14
Techo	9.6	7.7	9.6
Pared E-W	19.8	39.2	20.8
Pared N-S	52.6	100.0	100.0

Fuente: Elaboración propia

Para valores de UCS/ σ_1 mayores a 10 el factor A es igual a 1 y para el techo se termina según se indica en la Figura 31, Figura 32 y Figura 33. En la Tabla 19, se evidencian los resultados del factor A para diferentes superficies de tajeos.

Figura 31

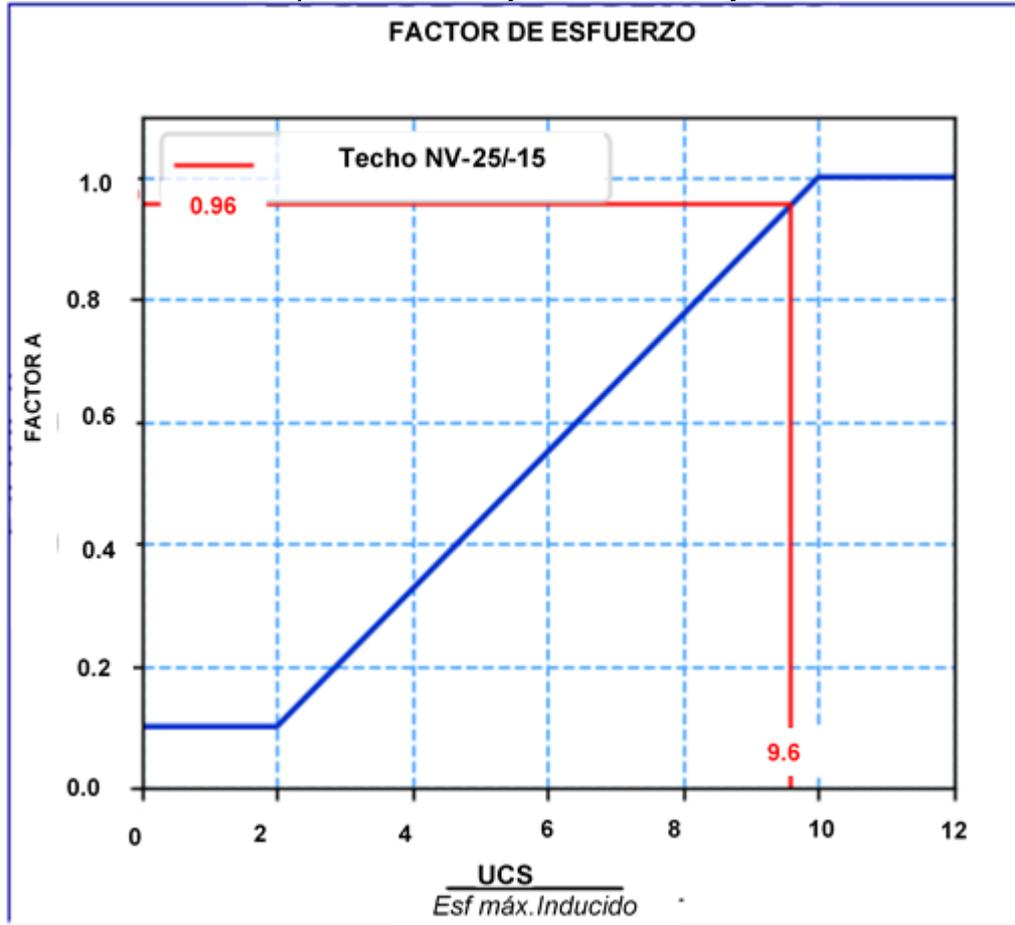
Determinación de Factor A, para techo de tajeos ente NV-35 y NV-25



Fuente: Elaboración propia

Figura 32

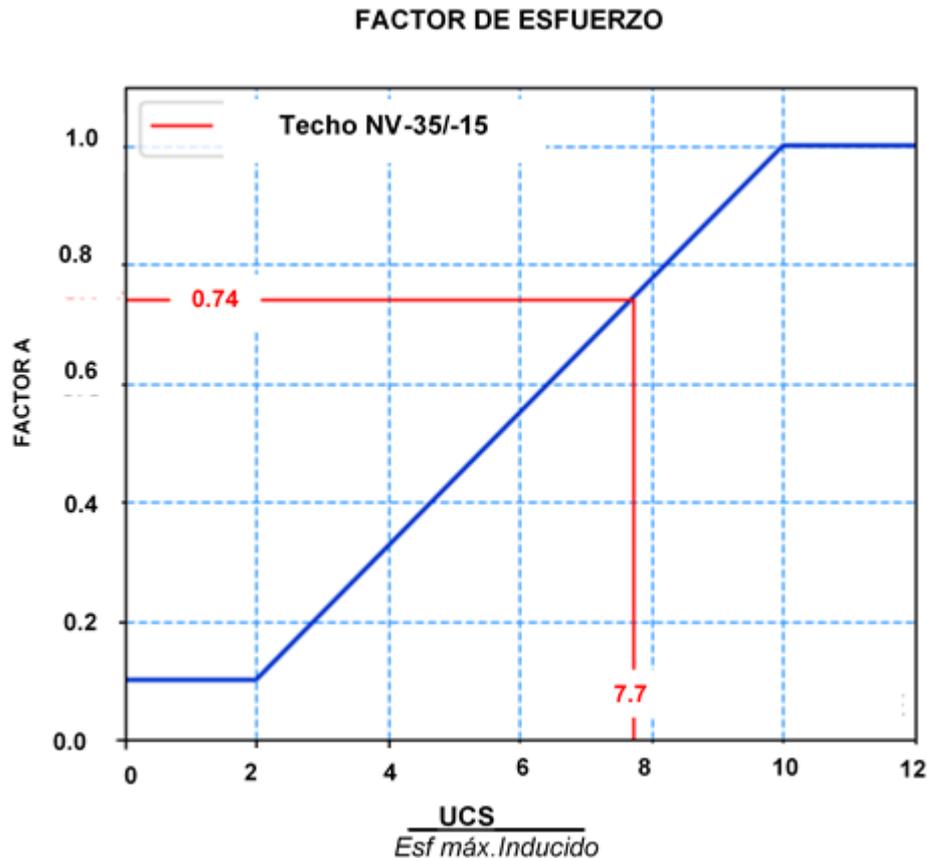
Determinación de Factor A, para techo de tajeos ente NV-25 y NV-15.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4

Determinación de Factor A, para techo de tajeos ente NV-35 y NV-15.



Fuente: Elaboración propia

Tabla 19

Resultados de factor A, para diferentes superficies

Superficies	Factor A		
	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-15	Tajeos NV -25/-15
Techo	0.96	0.74	0.96
Pared E-W	1.00	1.00	1.00
Pared N-S	1.00	1.00	1.00

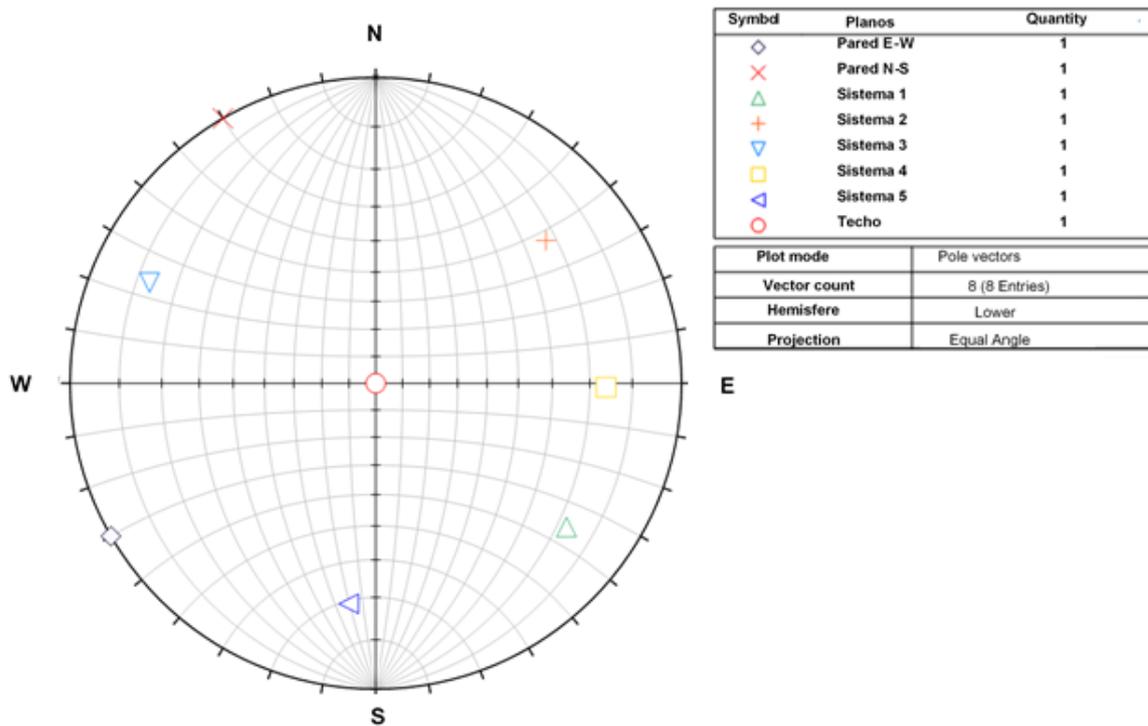
Fuente: Elaboración propia.

Para determinar el factor B se toma en cuenta las orientaciones e inclinaciones de las principales familias de fracturas y la orientación de las paredes longitudinales (EW), paredes transversales (NS) y techo de tajeos (EW). Utilizando el software Dips, Figura, se determina los ángulos entre las paredes de los tajeos y los sistemas discontinuidades presentes en la unidad de análisis. Se define como familia crítica el sistema de discontinuidades que tiende a ser paralelo, al plano (pared o techo de tajeo) de análisis,

considerando los resultados de la medición de los ángulos mostrados en la Tabla 20, se puede determinar que la familia crítica para el techo de los tajeos es sistema 5, para las paredes este-oeste es el sistema 5 y finalmente para las paredes norte-sur es el sistema 1

Figura 34

Proyección estereográfica de sistema de discontinuidades y planos de paredes y techo de tajeos.



Fuente: Elaboración propia

Tabla 20

Ángulos entre paredes de tajeo y familias de discontinuidades

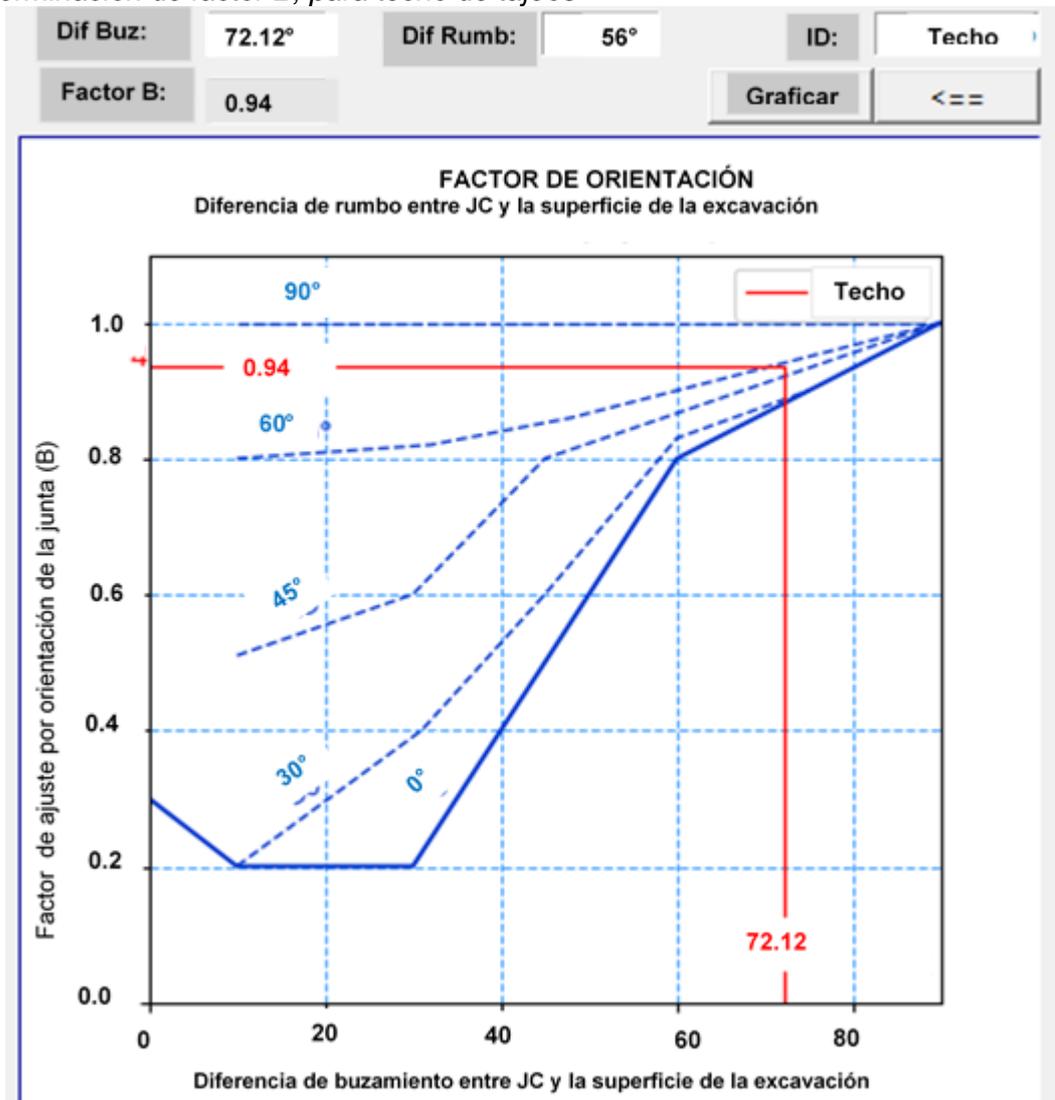
Planos	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4	Sistema 5
Techo	77.6°	72.22°	79.91°	74°	72.12°
Pared E-W	66.65°	19.65°	54.90°	34.52°	1°
Pared N-S	25.39°	80.49°	37.75°	60.17°	40.58°

Fuente: Elaboración propia

Basándose en los datos de la Tabla 20, se determina el factor B para las paredes y techo de los tajeos. La Figura 35 muestra los resultados para el techo de los tajeos, la Figura 36 muestra la determinación del valor del factor B para las paredes E-W y finalmente la Figura 37 muestra el resultado del valor del factor B para las paredes N-S. El resumen de los valores de factor B para las diferentes superficies de tajeos en análisis se evidencian en la Tabla 21.

Figura 35

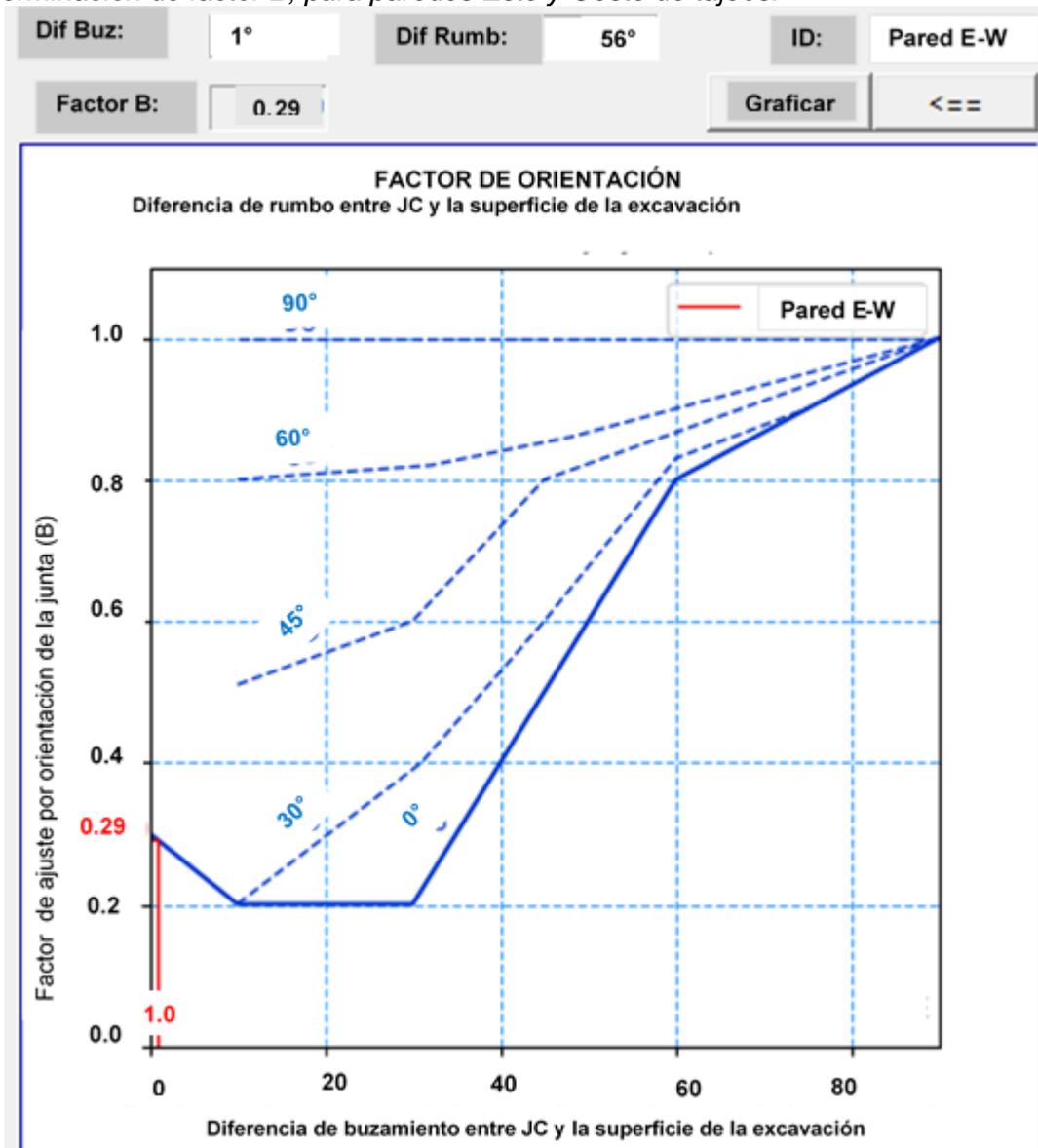
Determinación de factor B, para techo de tajeos



Fuente: Elaboración propia

Figura 36

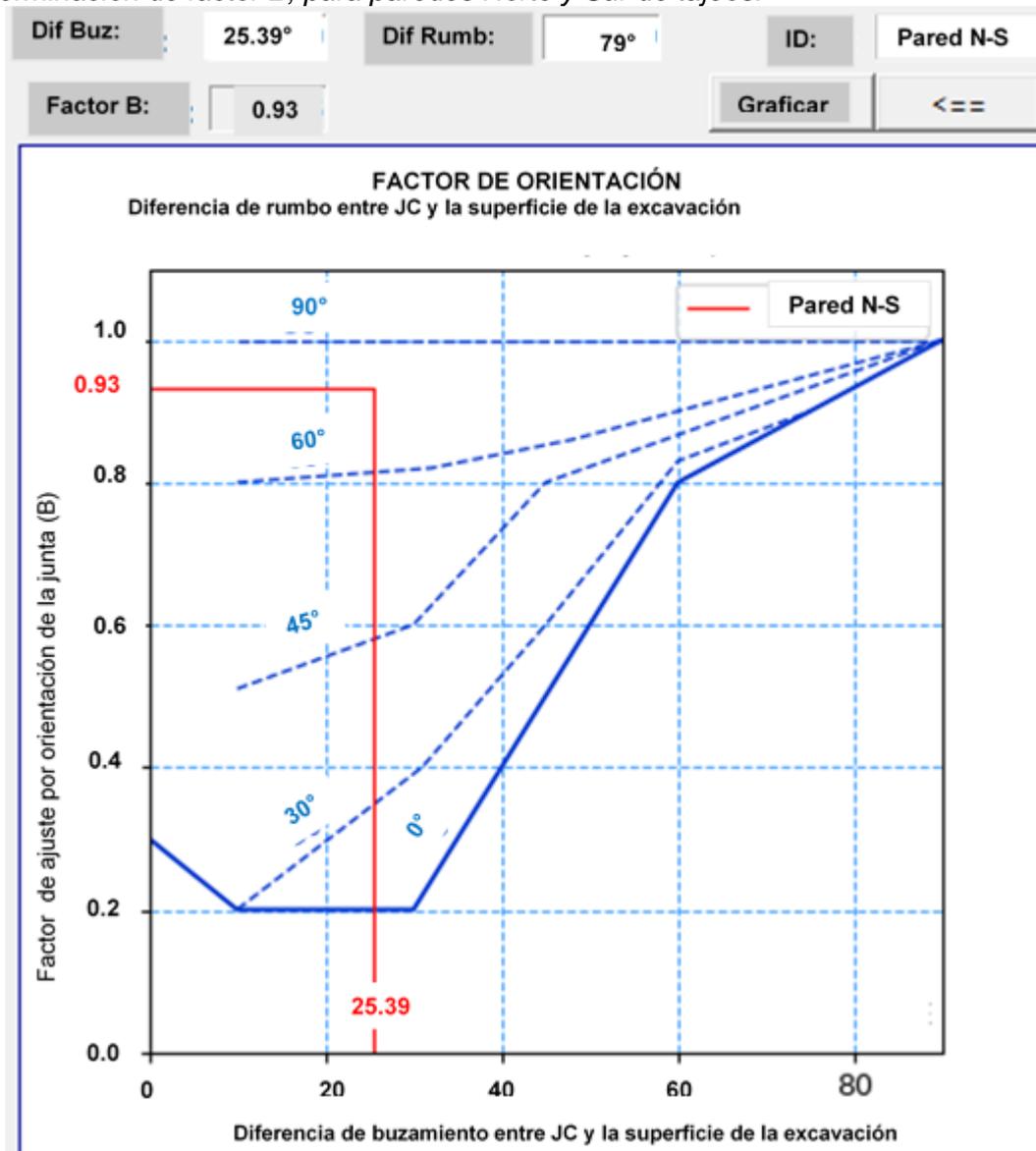
Determinación de factor B, para paredes Este y Oeste de tajeos.



Fuente: Elaboración propia

Figura 37

Determinación de factor B, para paredes Norte y Sur de tajeos.



Fuente: Elaboración propia

Tabla 21

Resultados de factor B, para diferentes superficies de tajeos

Factor B			
Superficies	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-14	Tajeos NV -25/-14
Techo	0.94	0.94	0.94
Pared E-W	0.29	0.29	0.29
Pared N-S	0.93	0.93	0.93

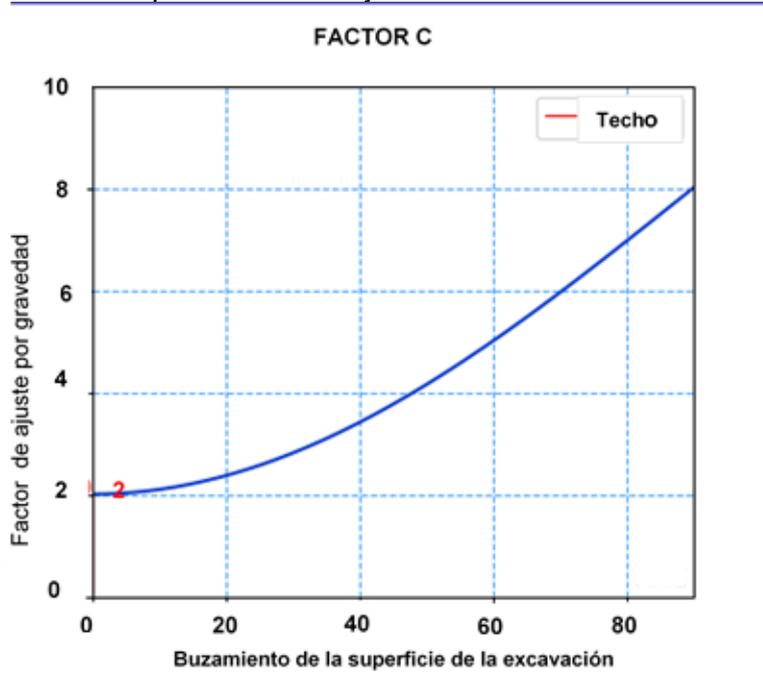
Fuente: Elaboración propia

Para el factor C, se toma en cuenta la inclinación respecto a la horizontal de las superficies de análisis de los tajeos, en la presente investigación se considera paredes

verticales (90°) y el techo es horizontal (0°), con lo cual se puede obtener un valor de 2 para 2 para el techo de los tajeos, Figura 38, y un valor de 8 para las paredes longitudinales y transversales Figura 39.

Figura 38

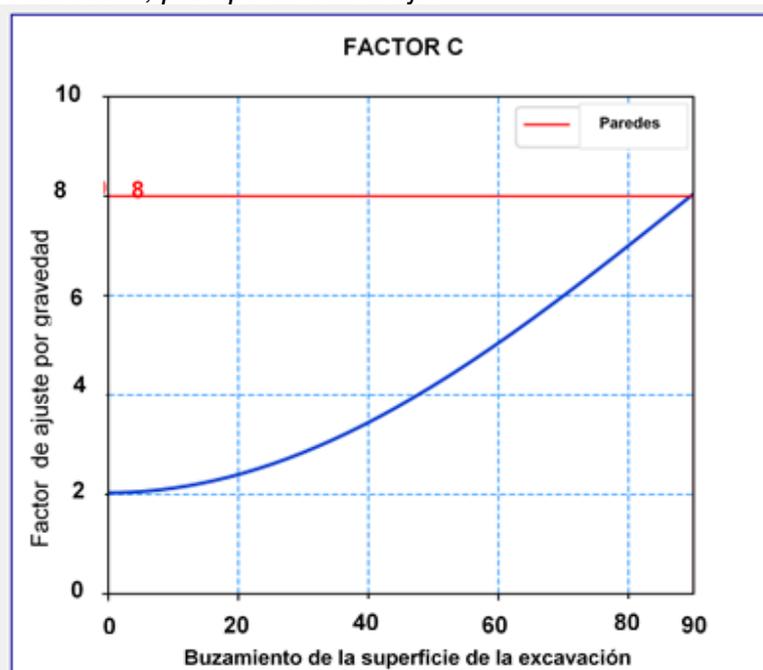
Determinación de factor C para techo de tajeos



Fuente: Elaboración propia

Figura 39

Determinación de factor C, para paredes de tajeos



Fuente: Elaboración propia

Tabla 22*Resultados de factor C, para diferentes superficies de tajeos*

Factor C			
Superficies	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-15	Tajeos NV -25/-15
Techo	2.00	2.00	2.00
Pared E-W	8.00	8.00	8.00
Pared N-S	8.00	8.00	8.00

Fuente: Elaboración propia

En base a los valores resultantes del índice Q' y factores A, B y C, para las paredes longitudinales, transversales y techo de tajeo, se calculan los números de estabilidad mostrados en la Tabla 23

Tabla 23*Resumen de valores de Numero de estabilidad, para diseño propuesto*

N'			
Superficies	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-15	Tajeos NV -25/-15
Techo	31.58	24.35	31.58
Pared E-W	40.60	40.60	40.60
Pared N-S	130.20	130.20	130.20

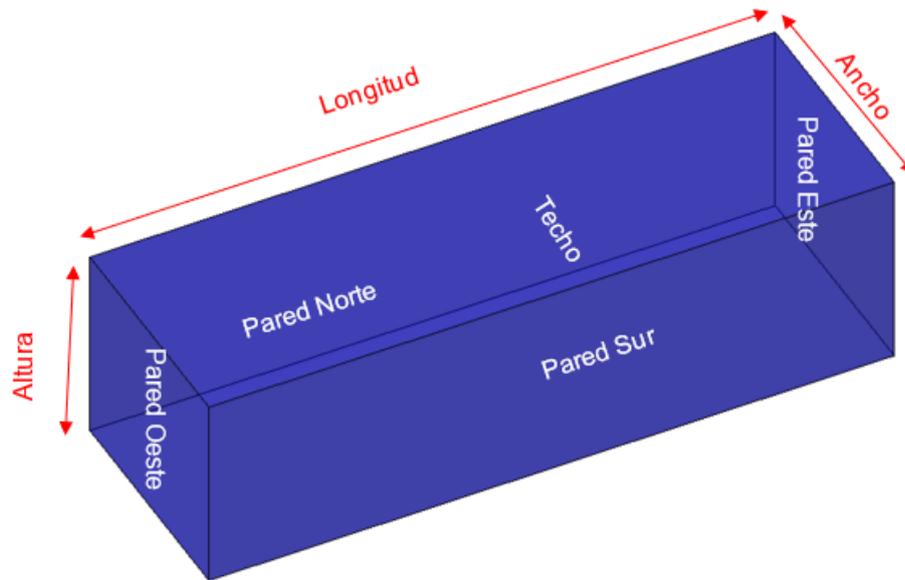
Fuente: Elaboración propia

Para determinar el Radio Hidráulico se debe realizar las 5 superficies de los tajeos, Figura 40, para la zona donde la mineralización tiene como contacto techo en nivel -25 piso -35, se plantea ejecutar cruceros de preparación en nivel -35 y -25, con alturas de cruceros de preparación de 4 metros. En este escenario las alturas de tajeo serían de 14 metros, con longitud de 47 metros y un ancho de 16 metros. Para tramos donde existe continuidad de mineral del nivel -35 hasta -15 se propone realizar los cruceros de preparación en los niveles -35 y -15, generando alturas de tajeos de 24 metros, longitud de minado de 32 metros y un ancho de minado de 16 metros. Finalmente, para tramos donde la continuidad de mineral entre los niveles -25 y -15 se propone realizar los cruceros de preparación en los niveles -25 y -15, generando alturas de tajeo de 14 metros, con longitudes de minado de 40 metros y un ancho de minado de 16 metros. La Tabla 24

muestra en resumen los resultados de los radios hidráulicos para diferentes superficies de análisis, según el diseño mencionado.

Figura 40

Superficies de análisis de tajeos



Fuente: Elaboración propia

Tabla 24

Resultados de Radio hidráulico para las superficies de análisis.

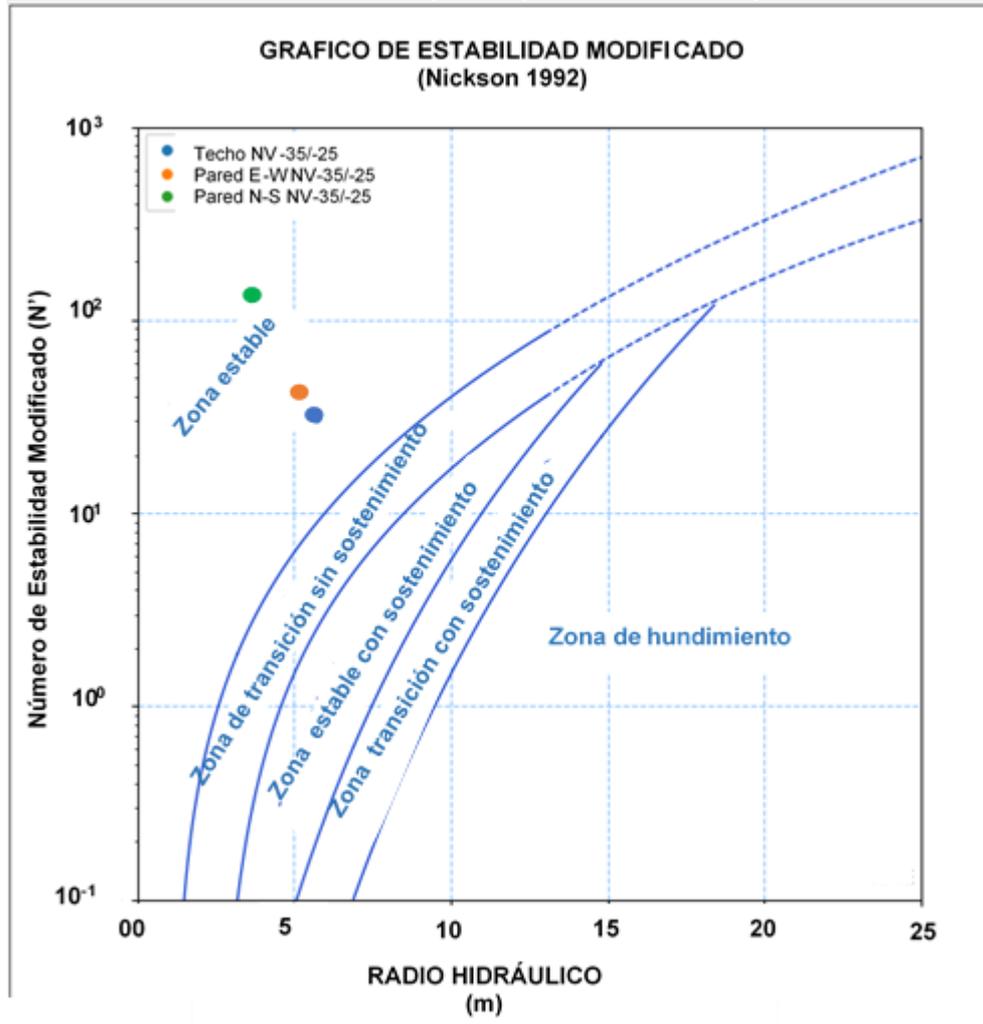
Superficies	RH (m)		
	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-15	Tajeos NV -25/-15
Techo	5.70	5.30	5.70
Pared E-W	5.20	6.90	5.20
Pared N-S	3.70	4.80	3.70

Fuente: Elaboración propia

Al aplicar el método gráfico de estabilidad utilizando como valores de entrada los resultados mostrados en la Tabla 23 y la Tabla 24, se determina la condición de estabilidad para los tajeos propuestos, resultados mostrados en la Figura 41, Figura 42 y Figura 43.

Figura 41

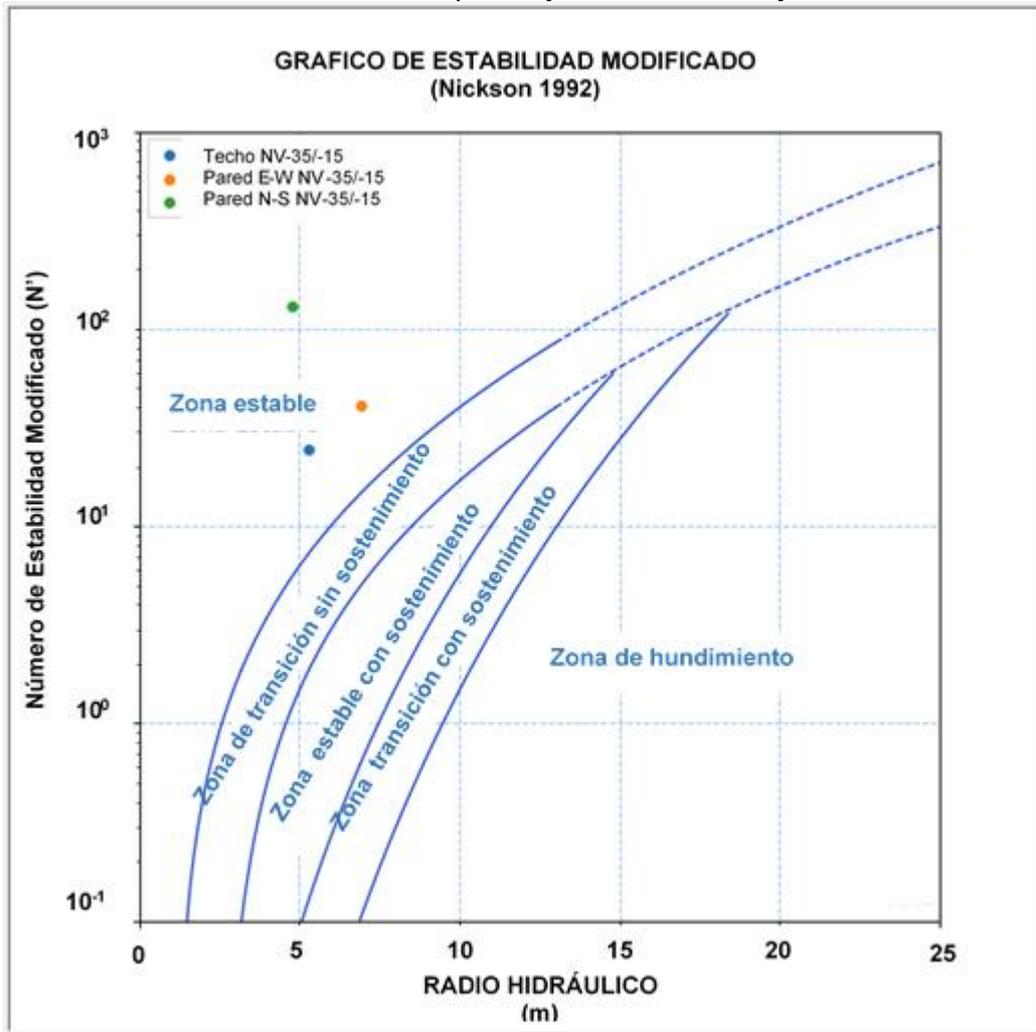
Evaluación de condición de estabilidad para tajeos entre NV-35 y NV-25



Fuente: Elaboración propia

Figura 42

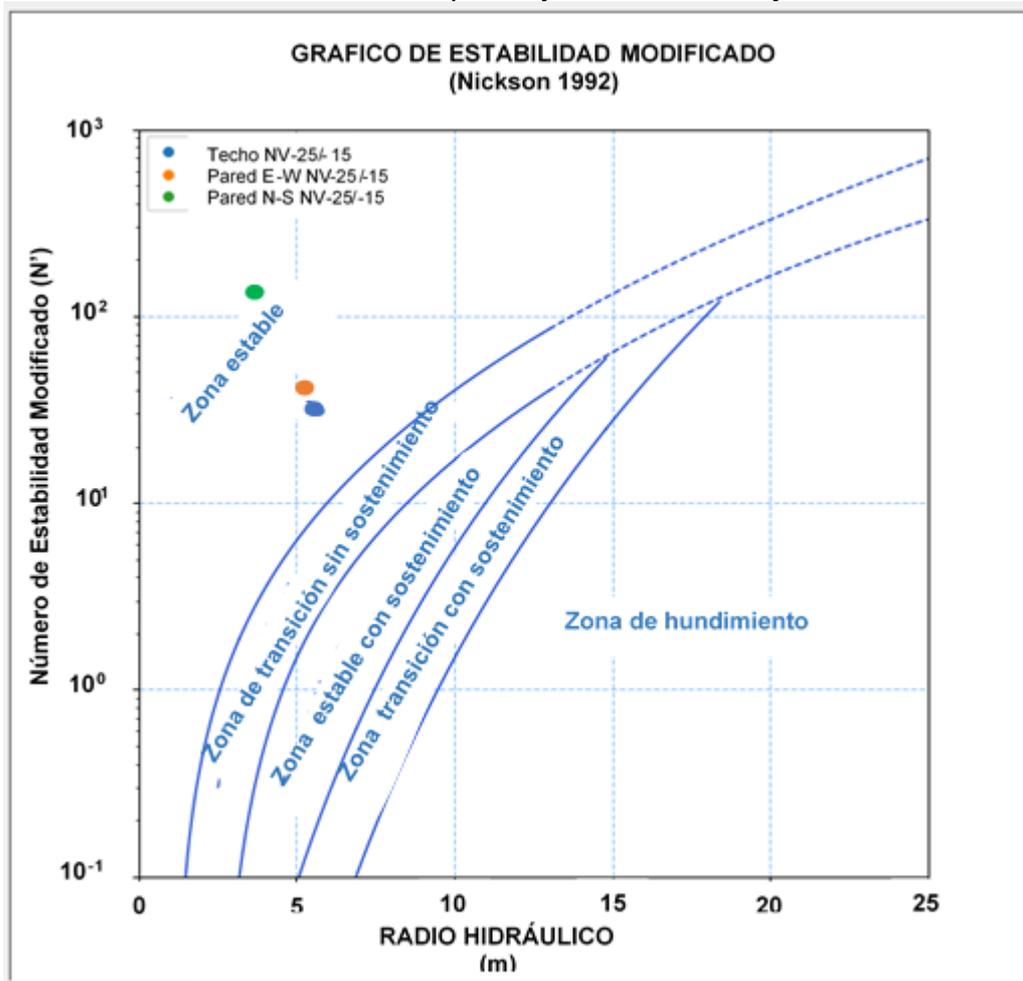
Evaluación de condición de estabilidad para tajeos entre NV-35 y NV-15



Fuente: Elaboración propia

Figura 5

Evaluación de condición de estabilidad para tajeos entre NV-25 y NV-15



Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Dimensionamiento de resistencia de Relleno Hidráulico Cementado

El relleno cementado debe garantizar la estabilidad, a una altura máxima de exposición para lo cual se calcula empleando la fórmula de Mitchel. Conocido el valor de la densidad in situ de relleno cementado, Relleno Hidráulico Cementado, que es 1950 g/cm³, considerando el valor de la aceleración de la gravedad de 9.81 m/s² se determina el peso específico del relleno cementado, $\gamma = 0.019\text{MN/m}^3$. Empleando la fórmula de Mitchel, con un factor de seguridad de 1.2, se determina las resistencias requeridas para diferentes dimensiones de tajeos propuestos en la presente investigación, Tabla 25.

Tabla 25*Resistencia requeridas de relleno cementado*

Altura H(m)	UCS (MPa)		
	Longitud L(m)		
	32	38	48
14	0.22	0.23	0.25
16	0.24	0.26	0.27
24	0.31	0.34	0.36
25	0.32	0.34	0.37

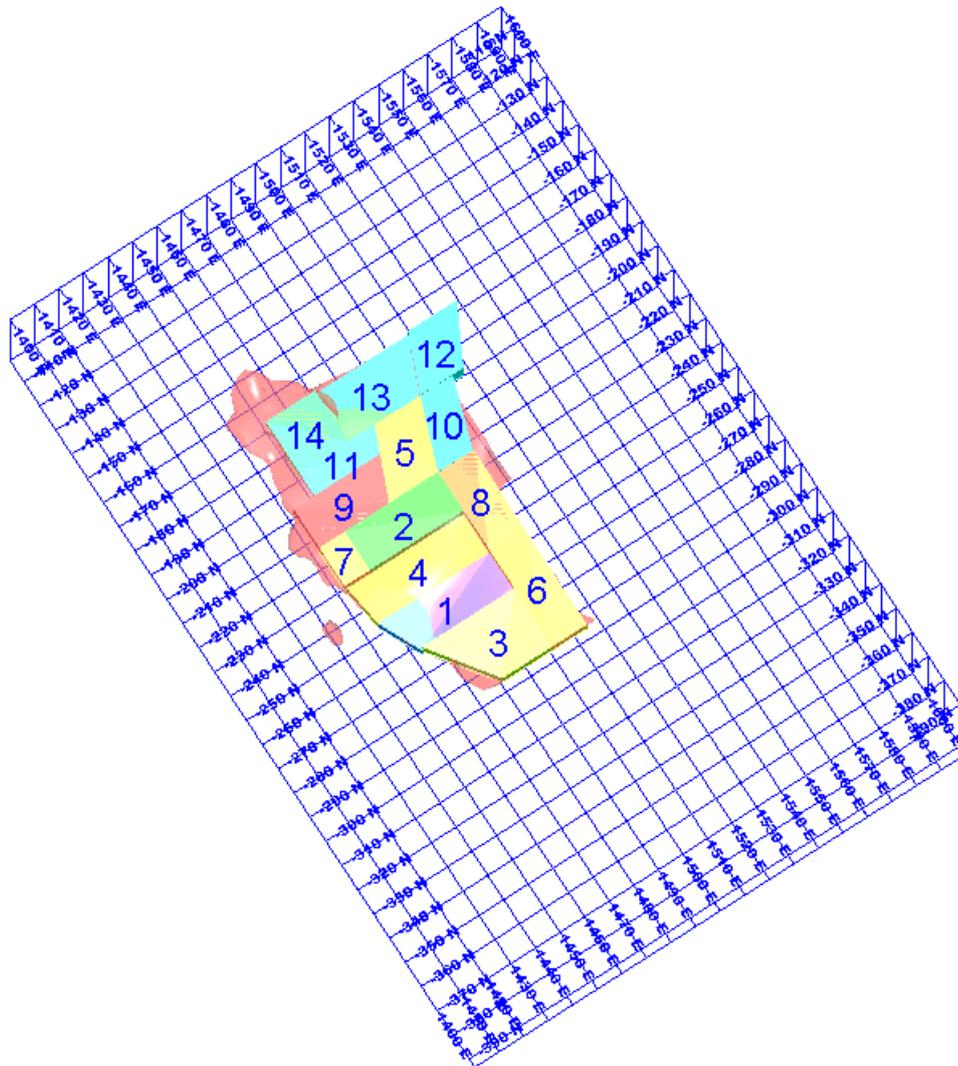
Fuente: Elaboración propia

3.2.4 Cáculo de tonelajes y leyes de mineral

Determinada las condiciones de estabilidad se realiza el diseño de tajeos, en la unidad de análisis, de realiza el diseño de la cantidad de tajeos dentro de los límites de la unidad de análisis, resultando un total de 14 tajeos, Figura 44. Al realizar la interrogación al modelo de bloques de la unidad de análisis con los tajeos diseñados ,resultan los valores de tonelajes y leyes mostrados en Tabla y considerando el factor de dilución resultan las cifras mostradas en la Tabla 27. En la Figura 45, Figura 46 y Figura 47 se muestran los diseños de las diferentes infraestructuras o labores de desarrollo necesarios para el minado de la unidad de análisis.

Figura 44

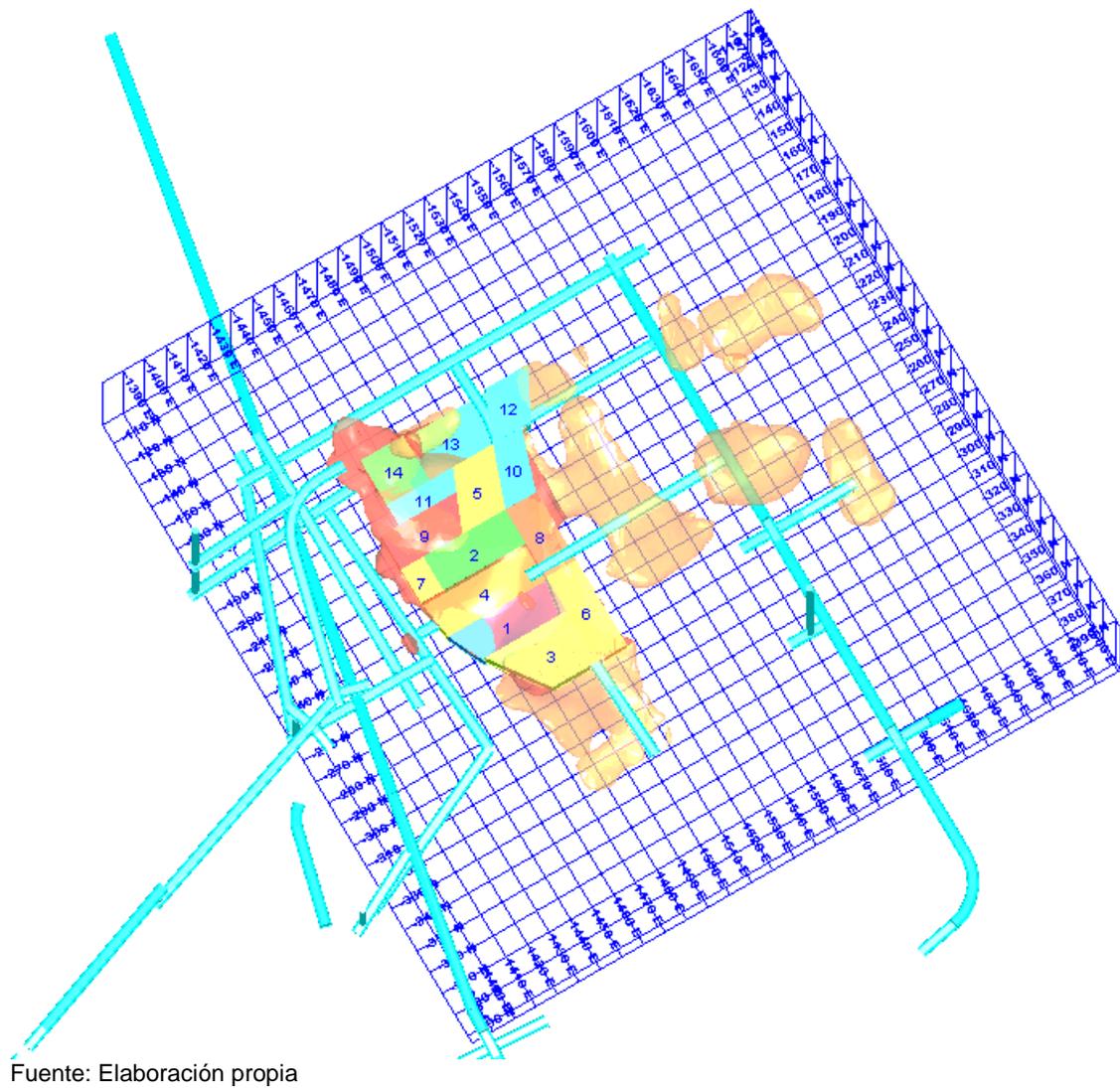
Vista en planta tajeos de diseñados en la unidad de análisis.



Fuente: Elaboración propia

Figura 45

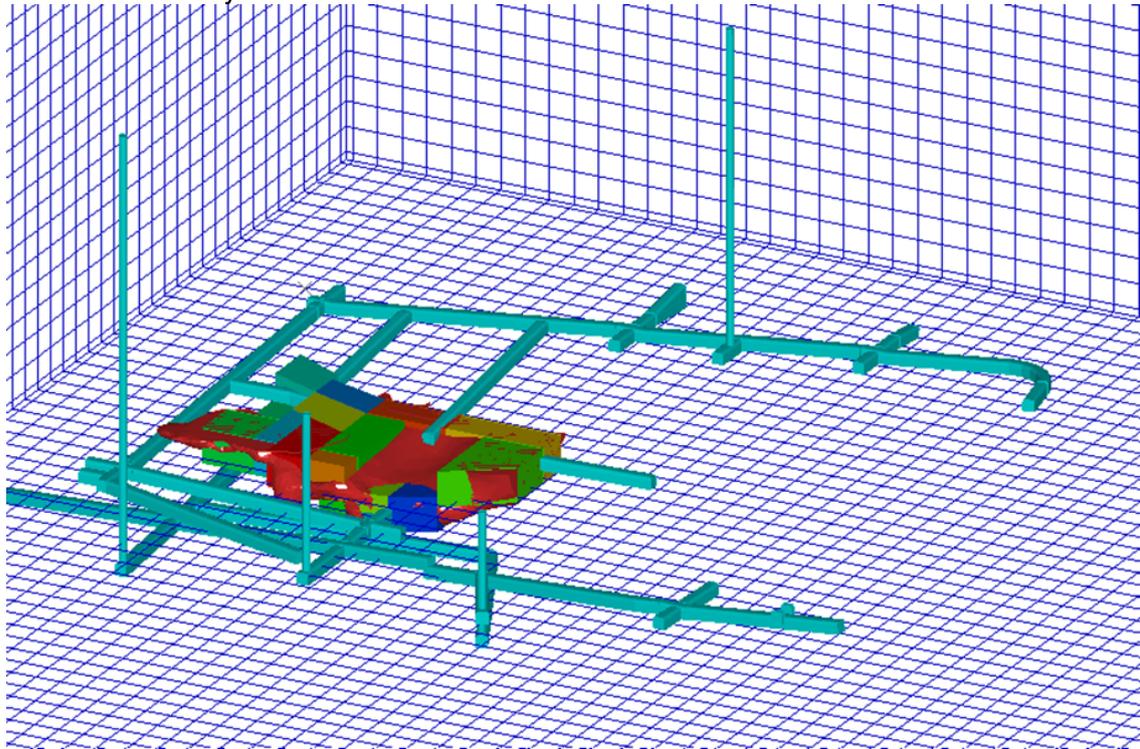
Vista en planta tajeros e infraestructuras de desarrollo diseñados en la unidad de análisis.



Fuente: Elaboración propia

Figura 6

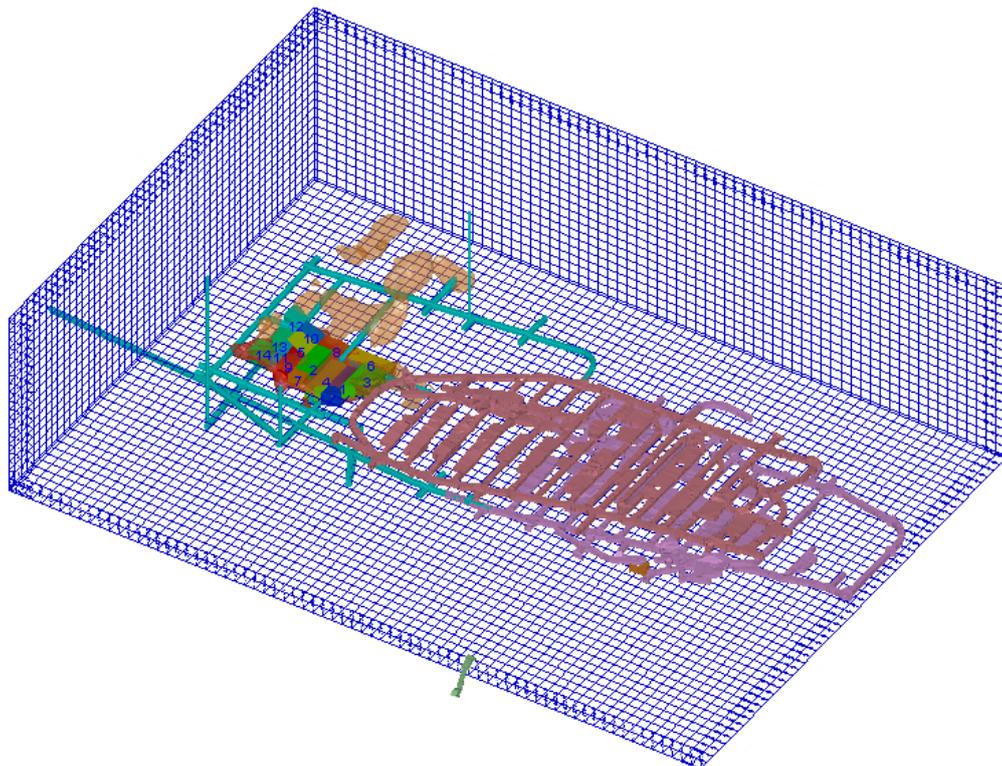
Vista isométrica tajeos e infraestructuras de desarrollo diseñados en la unidad de análisis.



Fuente: Elaboración propia

Figura 47

Vista isométrica tajeos, topografía e infraestructuras de desarrollo diseñados en la unidad de análisis



Fuente: Elaboración propia

Tabla 26*Tonelajes -Leyes de mineral, sin considerar dilución, contenidos en tajeos propuestos*

Tajeos	TONELAJE(TMS)	Ag(Oz/Ton)	Pb(%)	Zn(%)	Cu(%)	NSR(\$/TM)
1	22,731	1.68	0.45	5.35	1.10	241.38
2	34,269	1.80	0.62	6.13	0.57	228.04
3	32,273	1.42	0.16	6.61	3.03	399.37
4	28,315	1.10	0.31	4.83	0.53	177.55
5	26,983	2.56	0.82	5.74	0.50	229.03
6	15,361	1.61	0.54	9.04	2.01	395.89
7	3,410	1.75	0.64	3.87	0.13	141.97
8	13,872	2.28	0.33	7.84	1.10	309.67
9	14,729	3.96	1.12	8.10	0.34	302.74
10	9,170	2.57	0.51	2.66	0.54	152.00
11	7,854	3.33	1.50	9.01	0.47	330.28
12	6,917	1.81	1.09	2.85	0.37	142.35
13	19,407	2.19	0.78	4.91	0.52	203.88
14	15,658	1.77	0.41	5.82	0.75	229.62
Total	250,950	1.99	0.58	6.05	1.02	259.98

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27*Tonelajes -Leyes de mineral, considerando dilución, contenidos en tajeos propuestos*

Tajeos	TONELAJE(TMS)	Ag(Oz/Ton)	Pb(%)	Zn(%)	Cu(%)	NSR(\$/TM)
1	23,868	1.60	0.43	5.09	1.05	229.88
2	35,983	1.72	0.59	5.84	0.54	217.18
3	33,887	1.35	0.15	6.30	2.89	380.35
4	29,731	1.04	0.29	4.60	0.51	169.09
5	28,332	2.43	0.78	5.47	0.48	218.13
6	16,129	1.54	0.51	8.61	1.92	377.03
7	3,580	1.66	0.61	3.69	0.13	135.21
8	14,566	2.17	0.32	7.46	1.05	294.92
9	15,465	3.77	1.07	7.71	0.33	288.32
10	9,629	2.45	0.49	2.54	0.51	144.76
11	8,246	3.17	1.43	8.58	0.45	314.55
12	7,263	1.72	1.04	2.71	0.36	135.57
13	20,377	2.08	0.74	4.68	0.50	194.17
14	16,441	1.68	0.39	5.55	0.72	218.69
Total	263,497	1.89	0.55	5.76	0.97	247.60

Fuente: Elaboración propia

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

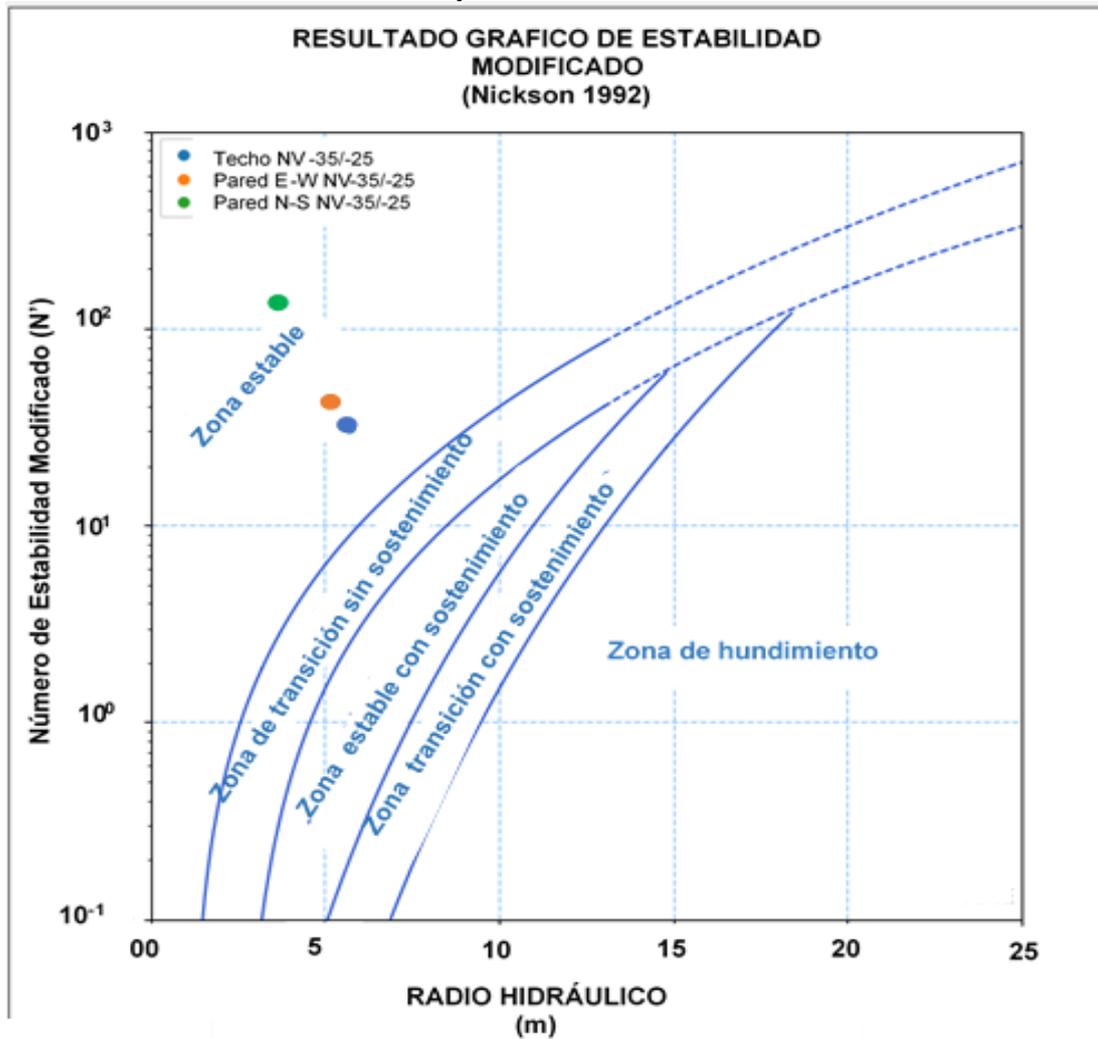
4.1 Análisis de estabilidad

En la presente investigación se analiza la estabilidad de las dimensiones máximas de los tajeos, según el comportamiento de la geometría de la unidad de análisis. Para el ancho de los tajeos se considera tajeos de 16 metros de ancho (dirección N-S), alturas variables de acuerdo con la mineralización y longitud en dirección E-W de acuerdo a la potencia del cuerpo mineralizado, considerando explotar toda la potencia del cuerpo mineralizado en esta dirección.

Para la zona donde la mineralización tiene como contacto techo en nivel -25 y contacto piso -35, se considera ancho 16 metros, altura 14 metros y una longitud máxima, en dirección E-W, de 47 metros; debido a que la potencia de la unidad de análisis en esta dirección es de 47 metros. El resultado de la evaluación, utilizando el Método Gráfico de Estabilidad, evidencia que cada una de las superficies de análisis se encuentran dentro de la zona estable, Figura 48

Figura 48

Resultado condición de estabilidad tajeos NV-35/-25

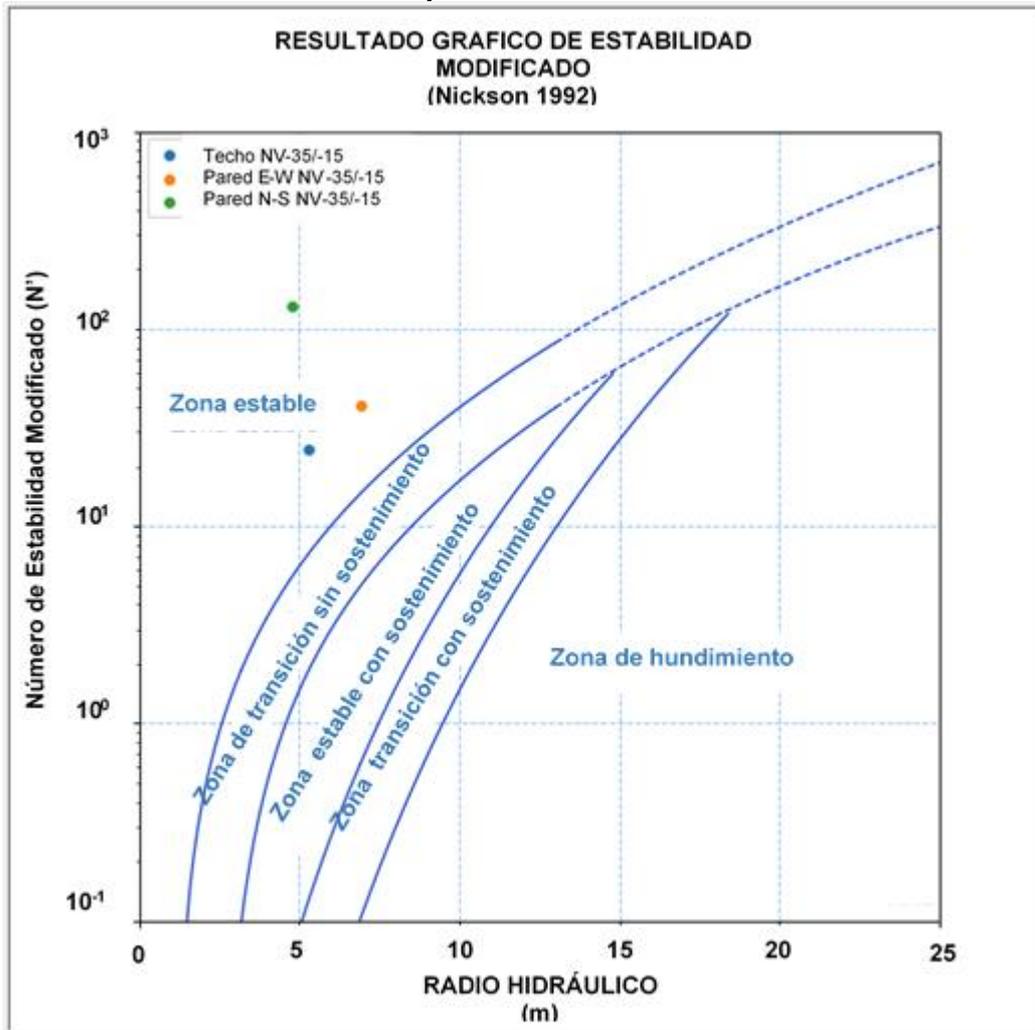


Fuente: Elaboración propia

Para las zonas donde existe continuidad de mineral del nivel -35 hasta -15 se evaluó la condición de estabilidad de los tajeos de ancho (dirección N-S) de 16 metros, altura de 24 metros y la longitud máxima (dirección E-W) de 32 metros debido a que en esta zona la longitud máxima de la unidad de análisis es de 32 metros. Resultando cada una de las superficies de análisis mediante el Método Gráfico de Estabilidad, dentro de la zona estable, como se puede evidenciar en la Figura 49.

Figura 49

Resultado condición de estabilidad tajeos NV-35/-15

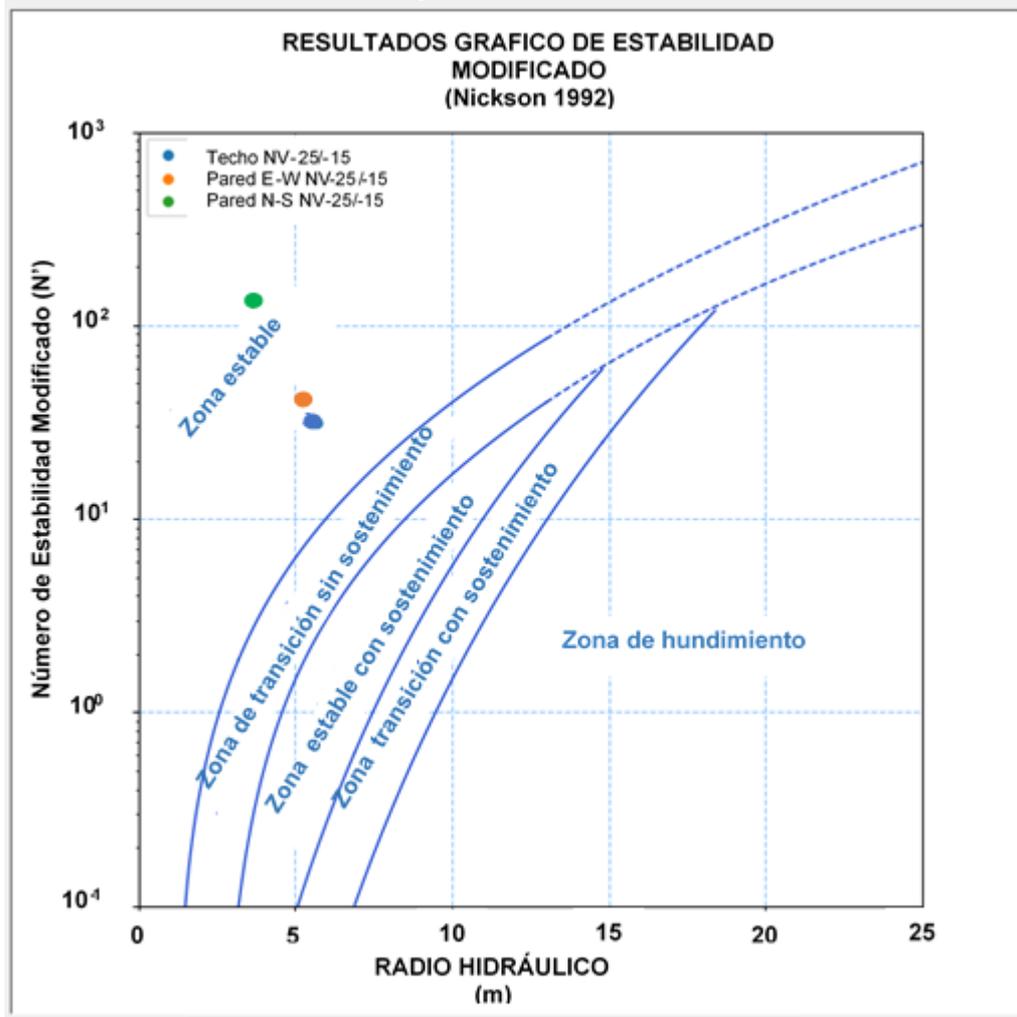


Fuente: Elaboración propia

Finalmente, para la zona donde la continuidad de mineral se encuentra entre los niveles -25 y -15 se evalúa tajeos de ancho 16 metros (dirección N-S), altura 14 metros y longitud máxima, dirección E-W, de 40 metros. Resultando en condiciones estables todas las superficies analizadas del tajeo máximo para esta zona, Figura 50.

Figura 50

Resultado condición de estabilidad tajeos NV-25/-15



Fuente: Elaboración propia

En base a la evaluación de la condición de estabilidad de los tajeos propuestos realizado utilizando el método gráfico de estabilidad (MGE), el resumen de los resultados de condición de estabilidad se muestra en la Tabla 28, dónde se evidencia que todos los tajeos, de dimensiones máximas para cada zona, se encuentran dentro de la zona estable. Los resultados mostrados en respaldan la factibilidad técnica del diseño propuesto.

Tabla 28*Resumen de condiciones de estabilidad de tajeos*

RH (m)			
Superficies	Tajeos NV -35/-25	Tajeos NV -35/-15	Tajeos NV -25/-15
Techo	Estable	Estable	Estable
Pared E-W	Estable	Estable	Estable
Pared N-S	Estable	Estable	Estable

Fuente: Elaboración propia

Para garantizar la estabilidad del relleno cementado se debe cumplir las resistencias requeridas de acuerdo en función a las dimensiones de los tajeos propuestos en la Tabla 25.

4.2 Análisis de porcentaje de recuperación

El cálculo del porcentaje de recuperación de mineral se realiza mediante la comparación de tonelajes de reservas disponibles, y el tonelaje de mineral sin considerar dilución contenidos en los tajeos propuestos, resultados mostrados en la Tabla 29. Así mismo se realizó el análisis del porcentaje de recuperación de cada tajeo diseñado, cómo se puede apreciar en la Tabla 30. Se evidencia que la recuperación total del método de explotación propuesto es de 96 %.

Tabla 29*Resultado de porcentaje de recuperación*

	TONELAJE(TMS)	Recuperación (%)
Reserva	261,522	
Tajeos	250,950	96 %

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30

Valores del % de recuperación obtenidos en cada tajeo.

Tajeos	% Recuperación
1	99%
2	94%
3	96%
4	97%
5	98%
6	95%
7	94%
8	98%
9	99%
10	94%
11	94%
12	97%
13	97%
14	93%
Total	96%

Fuente: Elaboración propia

4.3 Análisis económico

Para la evaluación de la factibilidad económica del diseño propuesto en la presente investigación. Se desarrolla un comparativo entre los ingresos generados por las ventas y los egresos que incluye los costos operativos e inversiones en infraestructura, sistemas de bombeo, y sistema de ventilación. Para el cálculo de los ingresos se ha considerado los tonelajes de y valor de mineral resultante de los tajeos propuestos considerando el factor de dilución, así mismo para los costos operativos se tomas en cuenta el tonelaje resultante de los tajeos considerando el factor de dilución. El análisis revela un margen de utilidad de USD 38 422 776, lo que respalda la factibilidad económica del método de explotación propuesto, mostrados en la Tabla 31

Tabla 31*Resultados de evaluación económica*

	Monto (USD)
Inversión (USD)	5,740,000
Costos operativos (USD)	21,079,776
Ingresos (USD)	65,242,552
Margen Utilidad (USD)	38,422,776

Fuente: Elaboración propia

El análisis económico se complementa con el cálculo de indicadores de rentabilidad como el VAN y el TIR considerando que la explotación, así como el periodo de recuperación. Considerando que la inversión se ejecuta durante los dos primeros años del proyecto, posteriormente la explotación se ejecuta a partir del tercer año a una razón de 4 392 TMS/mes que equivale a 52 699 TMS/año y se considera una tasa de descuento de 12%. Con respecto al cash cost se estima un cash cost constante de 80 \$/TMS, con lo cual se realiza el flujo de caja mostrado en la Tabla 32.

Tabla 32*Flujo de caja anual de la unidad de análisis*

Año	Inversión	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Flujo Caja (USD)	-5,740,000	0	0	14,720,925	14,720,925	14,720,925

Fuente: Elaboración propia

Resultando un valor actual neto o VAN de USD 28,186,526 y una tasa interna de retorno TIR igual a 70%. Los resultados VAN > 0 y TIR > Tasa de descuento, permiten garantizar la factibilidad financiera de la investigación.

Al aplicar sublevel stoping con relleno cementado se logra alcanzar 96% de porcentaje de recuperación de mineral, valor superior al porcentaje promedio de recuperación. Permitiendo tener USD 38 422 776 de margen de utilidad, generados por la aplicación del método de explotación sublevel stoping con relleno cementado.

4.4 Contrastación de hipótesis

Para realizar la validación de la hipótesis planteada se tomará en cuenta los resultados del porcentaje de recuperación de mineral obtenido en los 14 tajeos resultantes

del diseño, mostrados en la Tabla 30 debido a que la cantidad de muestras es menor a 30, la herramienta estadística que se utilizará es la prueba T-student ,con un nivel de significancia $\alpha=0.05$, para procesar los datos se utilizará el paquete estadístico del software Minitab solicitada a modo de prueba para efectos de la presente investigación, Minitab es un software especializado para la estadística descriptiva, inferencial y herramienta de mejora de procesos.

4.4.1 Planteamiento de hipótesis nula y alterna

La hipótesis nula y alterna para la presente investigación de plantea a continuación:

Hipótesis Nula

- H0: Al aplicar el método de explotación subterránea sublevel stoping en la explotación de cuerpos mineralizados polimetálicos se logrará una recuperación igual a 95 %.

Hipótesis Alterna

- H1: Al aplicar el método de explotación subterránea sublevel stoping en la explotación de cuerpos mineralizados polimetálicos se logrará una recuperación mayor a 95 %.

4.4.2 Selección de nivel de significancia

El nivel de significancia seleccionado es $\alpha=0.05$, lo que significa que se considera un nivel de confianza de 0.95 o 95% expresado en porcentaje.

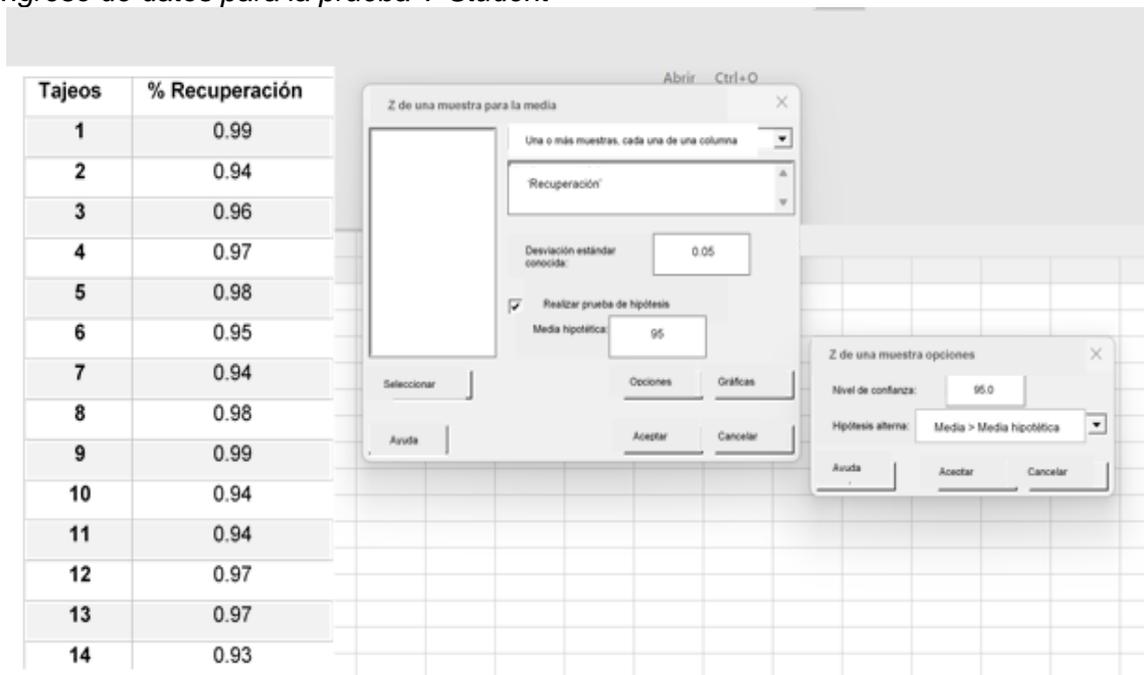
4.4.3 Estadístico de prueba, nivel de significancia y regla de decisión

Los estadísticos de prueba se eligen en función a la cantidad de muestras, en caso de la presente investigación se cuenta con 14 muestras, menor a 30 muestras, por lo que la prueba a utilizar será la prueba T-student. Como datos de entrada para la prueba se utiliza las recuperaciones logradas para cada tajeo y un valor esperado de 0.95 o 95% que es la recuperación promedio que se tiene para el método de explotación sublevel stoping, y por último se ingresa el valor de nivel de significancia de 0.05. La regla de decisión para la prueba t-student es que, si el valor p es mayor al nivel de significancia se rechaza la hipótesis nula H0 y valida la hipótesis alterna H1, Figura 51.

Según los resultados de la prueba mostrados en la Figura 52. El valor p de la prueba t-Student es de 0.037, menor al valor del nivel de significancia 0.05, por lo que se rechaza la hipótesis nula H_0 y se valida la hipótesis alterna H_1 de la presente investigación, validando que al aplicar el método de explotación subterránea sublevel stoping en la explotación de cuerpos mineralizados polimetálicos se logrará una recuperación mayor a 95 %.

Figura 51

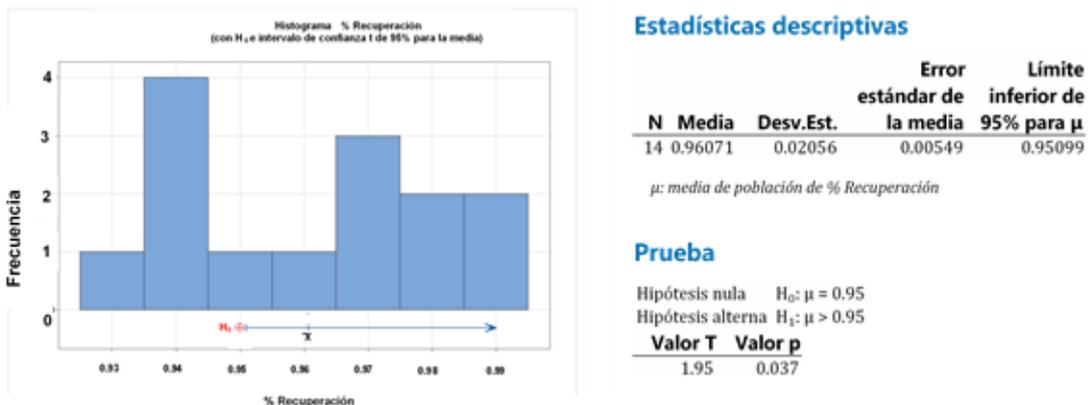
Ingreso de datos para la prueba T-Student



Fuente: Elaboración propia

Figura 52

Resultados de la prueba t-Student



Fuente: Elaboración propia

Conclusiones

El método sublevel stoping es un método de explotación que tiene como una de sus ventajas, alta productividad y menor tiempo de minado, permite además obtener niveles de recuperación de mineral valioso por encima del 95% y aceptables márgenes de utilidad que son muy importantes en la explotación de yacimientos polimetálicos subterráneos.

En la presente investigación se logra alcanzar un margen de utilidad de 38,422,776 USD, garantizando la factibilidad económica de propuesta de minado. El margen de utilidad mencionado puede variar dependiendo del comportamiento de los factores externos como son los precios de los metales.

Todas las superficies de los diseños propuestos en la investigación se encuentran dentro de los límites de la zona estable, según los resultados del análisis utilizando el método gráfico de estabilidad, lo que significa que no requieren ningún tipo de elemento de sostenimiento.

El diseño del relleno cementado debe desarrollarse considerando las dimensiones de las paredes a exponer al momento de la explotación dimensiones de las superficies a exponer de los tajeos en el momento de su explotación.

Recomendaciones

Realizar monitoreo continuo de la estabilidad del macizo rocoso durante toda etapa de minado.

Implementar un sistema de control de calidad que permita garantizar el cumplimiento de los parámetros de diseño del relleno cementado y lograr alcanzar las resistencias requeridas para la estabilidad de las paredes de tajeo al momento de su exposición, durante el minado.

Para la limpieza de mineral de los tajeos se debe realizar en todo momento con equipos LHD a control remoto evitando completamente la exposición del personal. Durante el diseño se debe considerar el alcance máximo del control remoto o también conocido como telemando del equipo.

Aplicar taladros de recorte durante la explotación de tajeos primarios para disminuir la probabilidad de desprendimientos de bloques de roca durante la limpieza o relleno del tajeo.

Al momento de la exposición de las paredes de relleno cementado se debe aplicar voladura controlada para deducir el efecto de las vibraciones en la estabilidad del relleno cementado.

Analizar la explotación mediante sublevel stoping en sentido longitudinal al cuerpo mineralizado.

Evaluar la estabilidad de tajeos con paredes inclinadas, para minimizar los efectos de la dilución en el valor de mineral.

Referencias bibliográficas

- Guo, W., Guo, M., & Zhang, H, R. L. (2007). Application of L-shaped interval cemented paste backfill in isolated coal panel mining under surface buildings
- Hans,F. (2007). Mining Methods in Underground Mining,Atlas Copco Rock Drills AB
- Huaman, O. y Salvatierra M. (2012) Recuperación de diseminados por el método de explotación sub level stoping en la mina minera los Quenuales s.a. - unidad Yauliyacu (tesis de pregrado), Universidad Nacional de Huancavelica
- Hustrulid, W. A., & Bullock, R. L. (2007). Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies, SME.
- Natividad, A. (2022) Implementación del método de explotación sublevel stoping con taladros largos en el tajo piloto del nivel 2, de la mina Arequipa - M – 2020 (tesis de pregrado), Universidad Nacional del Centro
- Padilla, J. (2012). Recuperación de mineral diseminado mediante el método Sublevel Stopping (tesis de pregrado), Universidad Nacional de Ingeniería.
- Ramos, W. (2017) Desarrollo de herramientas de diseño para minería por Sublevel Stopping y su impacto económico en un proyecto minero (tesis de postgrado), Universidad de Chile
- Rivera, E. (2015) Método de minado sublevel stoping en corporación minera Castrovirreyña S.A.(tesis de pregrado), Universidad Nacional de Ingeniería.
- Vives, A. (2015) Evaluación técnica y económica de una mina subterránea utilizando relleno cementado (tesis de pregrado), Universidad de Chile.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Matriz de consistencia	2
Anexo 2: Resultados de estimación de esfuerzos inducidos para tajeos de nivel -35 a - 25	3
Anexo 3: Resultados de estimación de esfuerzos inducidos para tajeos de nivel -35 a - 15	4
Anexo 4: Resultados de estimación de esfuerzos inducidos para tajeos de nivel -25 a - 15	5

Anexo 1: Matriz de consistencia

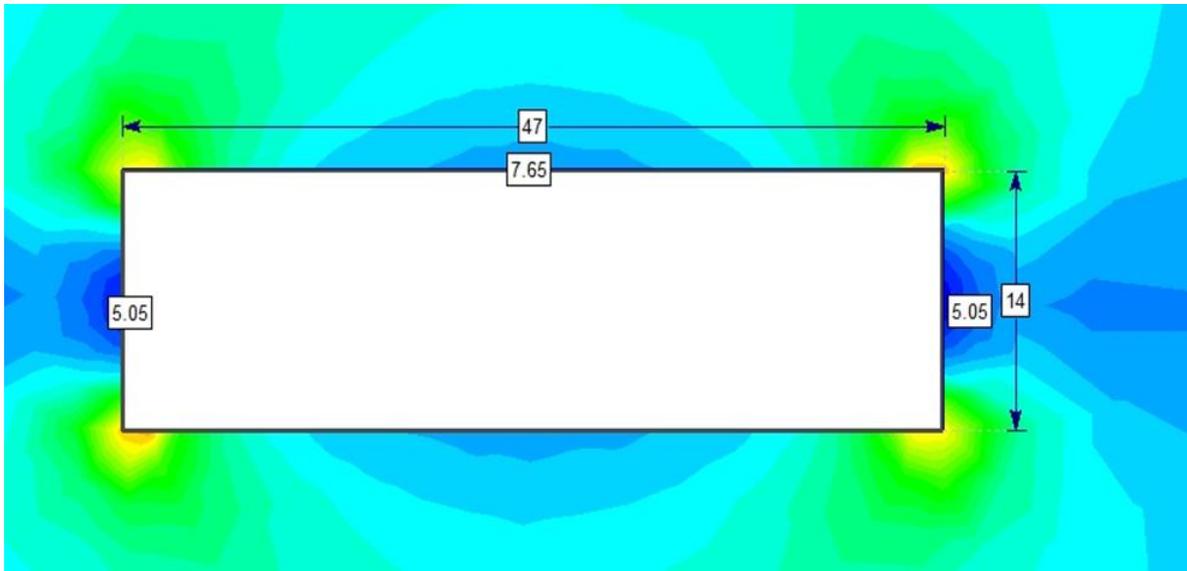
Título: Método de explotación subterránea sublevel stoping para mejorar la recuperación de mineral en cuerpos mineralizados polimetálicos.

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLES		INDICADORES	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS
			DEPENDIENTE	INDEPENDIENTE		
¿Cuál es el efecto económico de la cantidad de mineral no recuperado en la explotación, mediante métodos de explotación subterránea, de cuerpos mineralizados polimetálicos?	Mejorar la recuperación de mineral en la explotación de cuerpos mineralizados polimetálicos.	Al aplicar el método de explotación subterránea sublevel stoping en la explotación de cuerpos mineralizados polimetálicos mejorará la baja recuperación de mineral.	Recuperación de mineral	Método de explotación subterránea sublevel stoping	Valor de mineral (\$/TM) Recuperación de mineral (%)	Análisis de laboratorio Registro de datos de campo

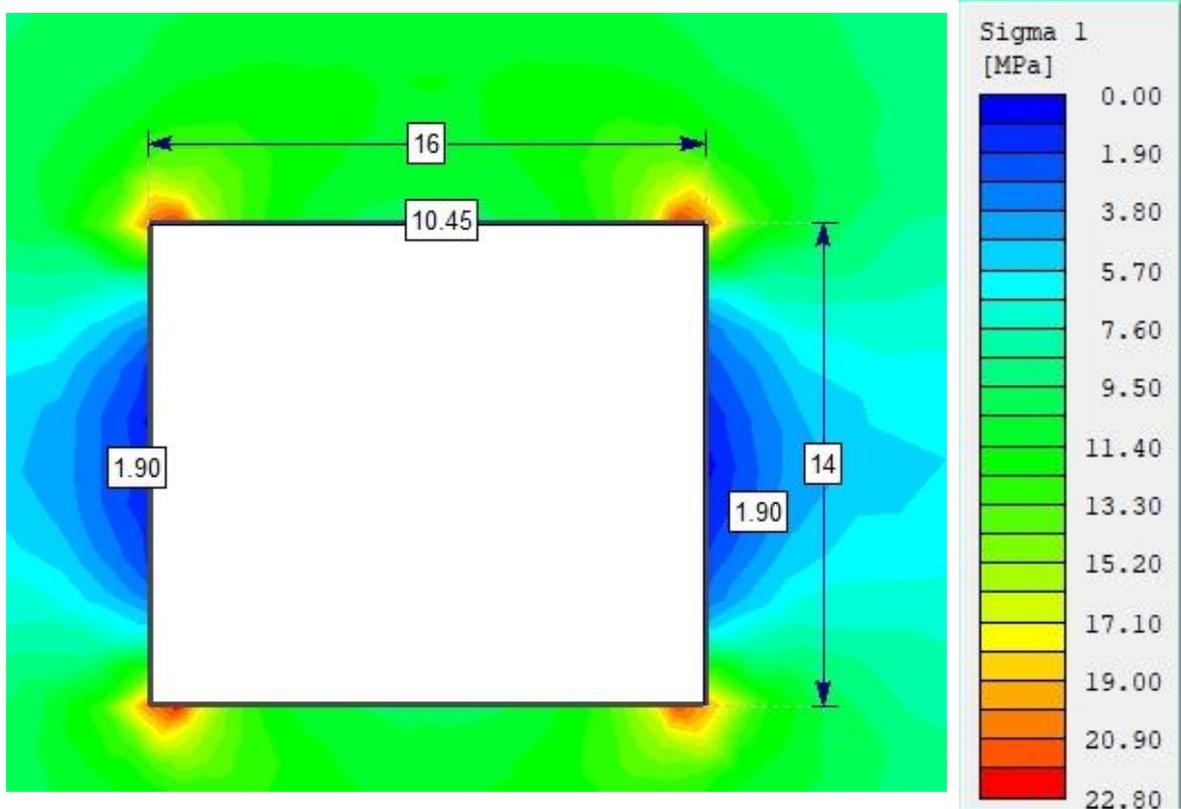
Anexo 2: Resultados de estimación de esfuerzos inducidos para tajeos de nivel -35

a -25

Pared Este - Oeste



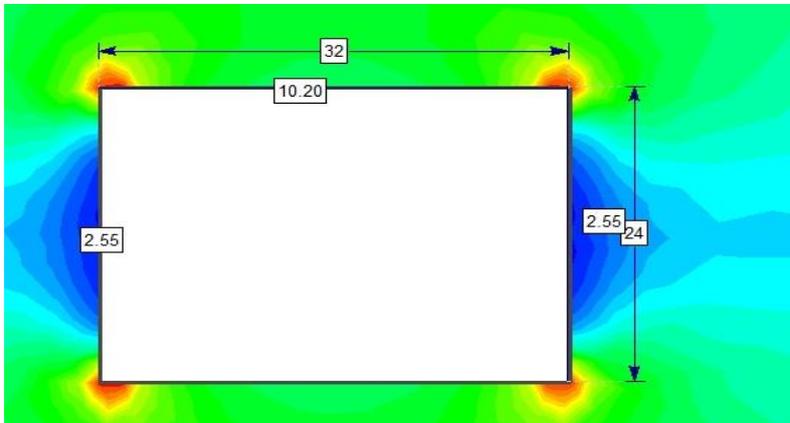
Pared Norte - Sur



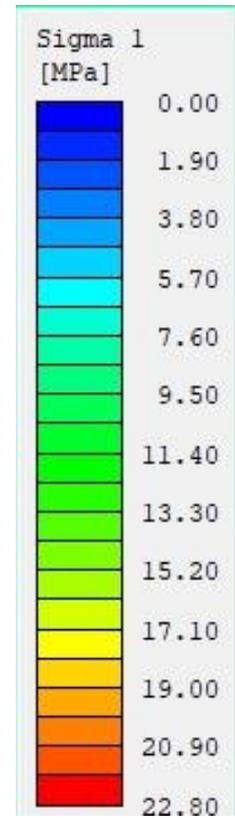
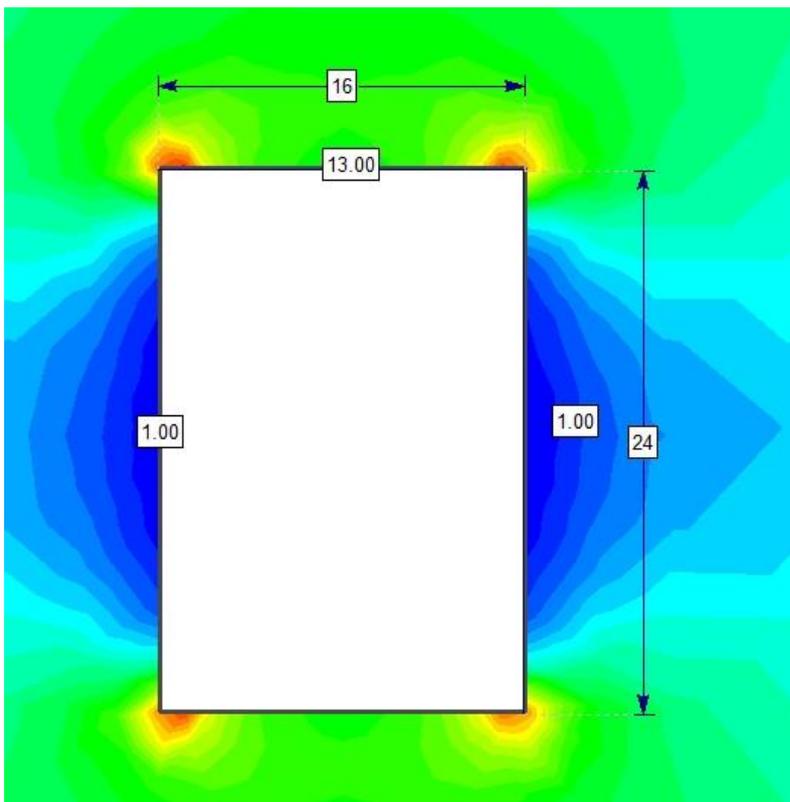
Anexo 3: Resultados de estimación de esfuerzos inducidos para tajeos de nivel -35

a -15

Pared Este - Oeste



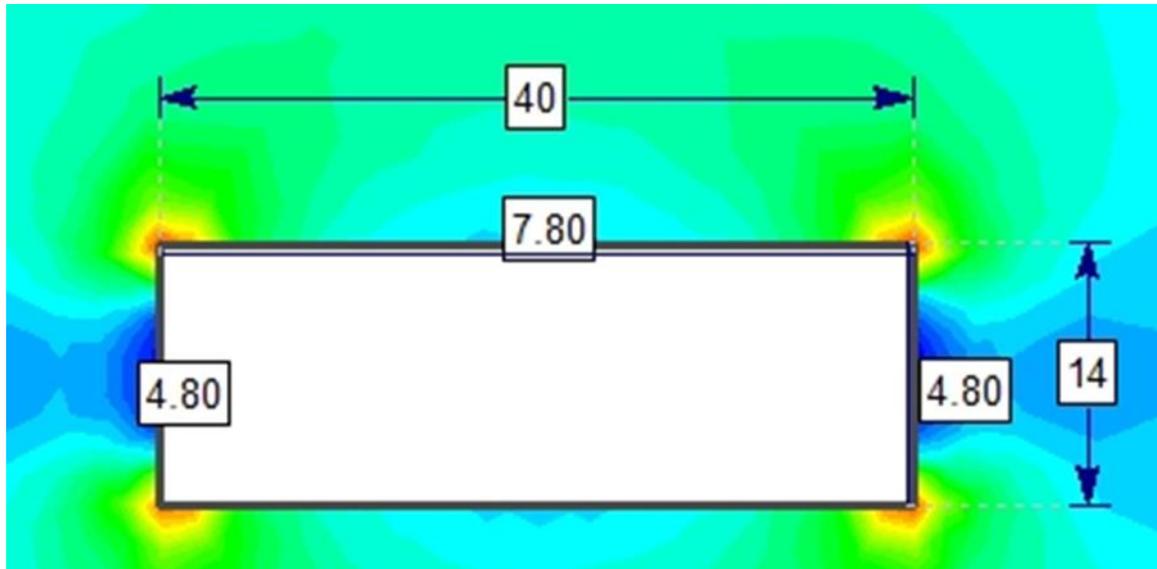
Pared Norte - Sur



Anexo 4: Resultados de estimación de esfuerzos inducidos para tajeos de nivel -25

a -15

Pared Este - Oeste



Pared Norte - Sur

