

Diseño de minado y análisis de estabilidad para la explotación subterránea del yacimiento Hilarión en Ancash

Mining design and stability analysis for the underground exploitation of the Hilarión deposit in Ancash

Jorge Luis Vargas Olarte¹

Recibido: 16/12/2023 - Aprobado: 20/02/2024 - Publicado: 12/06/2024

RESUMEN

La investigación tiene como objetivo diseñar la mina subterránea del yacimiento mineralizado de 'Hilarión' y mostrar las condiciones de estabilidad de las excavaciones proyectadas en las estructuras mineralizadas irregulares de Zn-Pb-Ag, emplazadas en el contacto de la secuencia calcárea de la formación Pariatambo, con intrusivos del yacimiento 'Hilarión' de 1,6 km de longitud y 500 m de profundidad. Las condiciones geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, de calidad Buena (BII), permitieron la elección de 'Sub Level Stoping Longitudinal' y el 'Bench and Fill Stoping' como métodos de explotación. Para ello, se definen los criterios y parámetros del diseño geomecánico y posteriormente las dimensiones de las Unidades Básicas de Explotación (UBEs).

Palabras claves: Análisis de estabilidad, banqueo y relleno, caracterización del macizo rocoso, dimensionamiento de excavaciones, diseño geomecánico, sub level stoping.

ABSTRACT

The objective of the research is to design the underground mine of the mineralized deposit of "Hilarion" and to show the stability conditions of the projected excavations, in the irregular mineralized structures of Zn-Pb-Ag, located in the contact of the calcareous sequence of the Pariatambo formation, with intrusives of the "Hilarion" deposit of 1.6 km in length and 500 m in depth. The geological and geomechanical conditions of the Good Quality Rock Mass (BII) allowed the choice of "Sub Level Longitudinal Stoping" and "Bench and Fill Stoping" as mining methods. For this purpose, the criteria and parameters of the geomechanical design are defined and then the dimensions of the Basic Exploitation Units (UBEs).

Keywords: Stability analysis, bench and fill stoping, characterization of the rock massif, Stope sizing, geomechanical design, sub level stoping.

¹ Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica. Lima, Perú.

E-mail: jvargasolarte@gmail.com - ORCID: <https://orcid.org/0009-0004-7930-2948>

I. INTRODUCCIÓN

El agotamiento de los recursos mineralizados de alta ley y la tendencia cada vez más creciente de operar yacimientos mineralizados de baja ley, complejos en su tratamiento metalúrgico, ubicados en ambientes socioambientales sensibles, vislumbran que la minería tendrá que lidiar cada vez más con un escenario más exigente, como es el caso del Proyecto 'Hilarión'. Este yacimiento presenta características complejas debido a: la calidad marginal de su mineralización (bajas leyes de zinc), las dimensiones y formas geométricas irregulares de las estructuras mineralizadas, y su ubicación en el límite de tres comunidades (Aquia, Huasta y Chihuruco, en la provincia de Bolognesi, departamento de Ancash), comunidades con alta sensibilidad socioambiental dado a que el afloramiento del yacimiento se encuentra cubierto por nevados, en el límite de derivación de aguas continentales.

Asimismo, el yacimiento está emplazado en un macizo rocoso de buena competencia, que se debe aprovechar para optimizar el minado con bajos costos operativos. Tal como lo hizo anteriormente la mina 'Pucarrajo' de Minera Huallanca, ubicada en la misma formación geológica (Calizas Pariahuanca - Pariatambo) con mineralización bastante similar, a unos 22 km al norte del proyecto. En esta mina, la explotación se llevó a cabo dejando cavidades amplias, abiertas y sin relleno, labores que se mantuvieron estables en el tiempo, sin sostenimiento, gracias a la competencia favorable del mineral y su roca encajonante (Espinoza, 2006). También podemos mencionar como antecedente para el proyecto las grandes cavidades explotadas en la mina Condestable, ubicada en tufos andesíticos de buena competencia (Clase BII), donde se aplican métodos de explotación por Sub Niveles o Sub Level Open Stopping, sin relleno (González & Vargas, 1994).

Para contrarrestar los aspectos vinculados a la sensibilidad socioambiental y mitigar el impacto visual y ambiental en torno a la ubicación de la planta concentradora, se toma como referencia la planta concentradora ubicada en 'Caverna' de la División Andina de CODELCO Chile, que opera en el subsuelo a razón de 94,000 t/d (Guía Minera de Chile, 2020).

II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo y diseño de la investigación

El tema de investigación tiene un enfoque cuantitativo y utiliza una lógica o razonamiento deductivo para medir el fenómeno de la deformación y la resistencia de la roca, debido a los esfuerzos presentes, analizando la causa y el efecto en la estabilidad de las excavaciones. De acuerdo a su fin, es aplicada; según el período en que se toma la información, es prospectiva; de acuerdo a la técnica de contrastación, es explicativa. Según la rigurosidad, es cuasi experimental debido a que no se pueden manejar todas las variables, con un diseño descriptivo, ya que se estiman las dimensiones de las excavaciones. Es exploratorio para estudiar un problema que no está claramente definido, como lo es la explotación del yacimiento mineralizado, y según el nivel de análisis del comportamiento de las variables, es predictivo, ya que tiene como propósito prever o anticipar en el macizo rocoso situaciones futuras mediante el

análisis de esfuerzo deformación y predecir su respuesta ante diferentes condiciones de carga y deformación. No es experimental ni transeccional, ya que se recolectan datos en un solo momento, en un tiempo único. Es causal porque la investigación es concluyente y tiene como principal prioridad obtener evidencia de la relación causa y efecto de un fenómeno, como lo es la alteración del macizo rocoso producto de las excavaciones subterráneas.

2.2. Tamaño y selección de la muestra

La población corresponde a todas las perforaciones diamantinas distribuidas en el yacimiento mineralizado. El muestreo ha sido no probabilístico, y las muestras han sido tomadas de los testigos orientados, ubicados en 3 zonas de explotación (Zonas Norte, Centro, Sur) de aproximadamente 150,000 m² cada una. El tamaño de la muestra correspondiente al registro geotécnico de los testigos orientados, representa el 58.73% de la población de estudio. El tamaño de la muestra obtenida del cartografiado geomecánico corresponde a la totalidad de la información registrada en campo.

Análisis e interpretación de la información

Evaluación Geológica

El yacimiento de 'Hilarión' alberga un recurso mineral marginal, sin zonas de concentración de leyes altas; situación que limita una explotación selectiva e induce a estudiar métodos de explotación masivos de bajo costo operativo. La mineralización económica está constituida por marmatita, esfalerita, galena argentífera y galena. En menor proporción, se encuentra calcopirita asociada a pirrotita y piritita diseminada, presentándose en forma de cuerpos irregulares y tabulares, alineados tanto al piso como al techo de los diques (Nexa Resource S.A., 2013). Ver Figuras 1 y 2.

Evaluación geotécnica

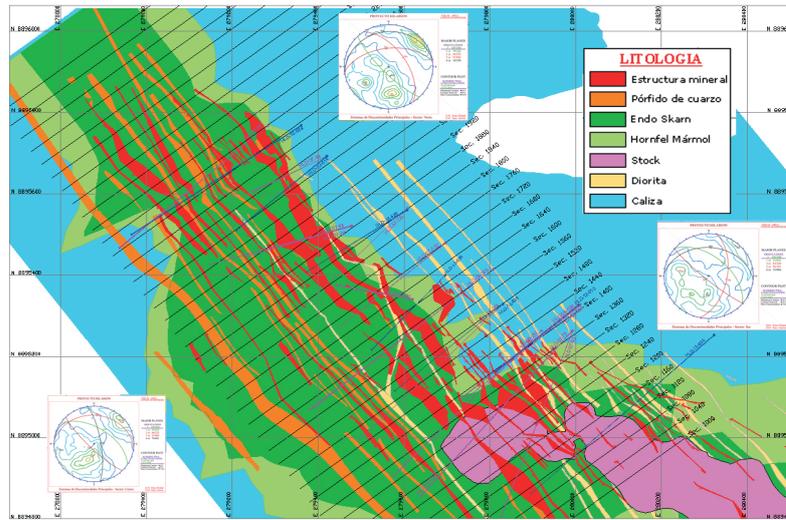
El análisis de la información estructural determinó cierta correlación en los sistemas dominantes, con tendencias estructurales similares en los tres sectores: Sector Norte (Secciones 2160 y 2040), Centro (Secciones 1840, 1640 y 1520) y Sur (Secciones 1400 y 1160) (Ver Tabla 1).

El análisis de estos resultados nos permite concluir que en cada uno de los sectores mencionados se presentan cuatro sistemas de discontinuidades estructurales, siendo los sectores norte y centro los más importantes o principales. También se aprecia que en los sectores centro y sur, los estratos y las fallas principales están asociados al Sistema 1, mientras que en el sector norte las fallas y diaclasas se muestran asociadas al Sistema 3. (Figura 3).

2.3. Zonificación geomecánica del macizo rocoso

El macizo rocoso presenta prácticamente un solo dominio de calidad Buena (Clase B II), con alteraciones del tipo silicificación en las calizas. Una situación similar ocurre con el skarn. En el stock intrusivo, las alteraciones principales son la argilitización y la silicificación. La primera disminuye la resistencia de la roca, mientras que la segunda mejora la resistencia. En la Tabla 2 se muestran los resultados de la zonificación geomecánica o dominios estructurales en términos de calidad del macizo rocoso por litologías.

Figura 1
Plano litológico del yacimiento Hilarión en el NV. 4540



Nota: J. Hinostroza, A. Salas. Geología Proyecto Hilarión. 2013

Figura 2
Geología sección transversal 1320

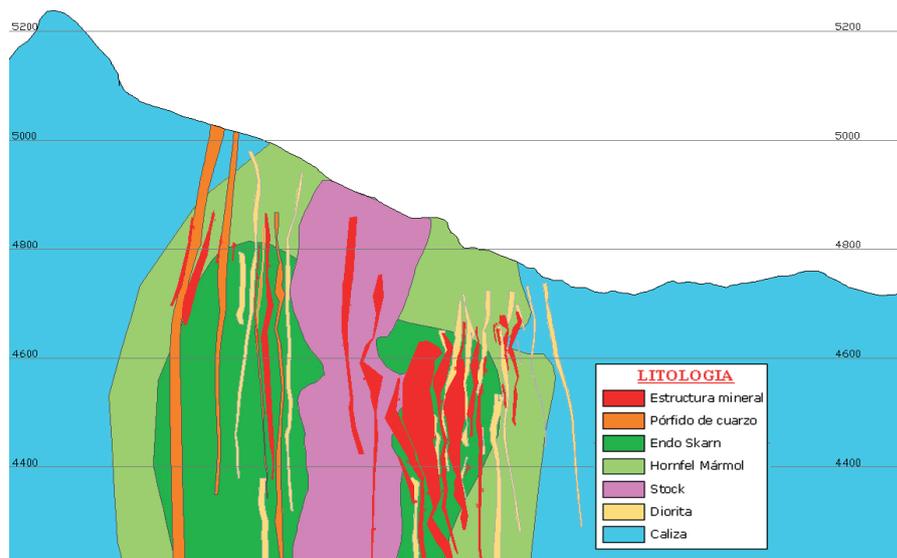


Tabla 1

Sistema de discontinuidades estructurales principales (rumbo/buzamiento - dirección del buzamiento/buzamiento)

Sector	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Norte	226°/78°	353°/54°	056°/57°	350°/18°
Centro	033°/55°	225°/80°	006°/25°	081°/76°
Sur	041°/53°	220°/83°	101°/56°	004°/33°

Nota: Proyecto Hilarión – Worleyparson / TWP

Figura 3
Proyección estereográfica de contornos del compósito (Sector norte, centro y sur)

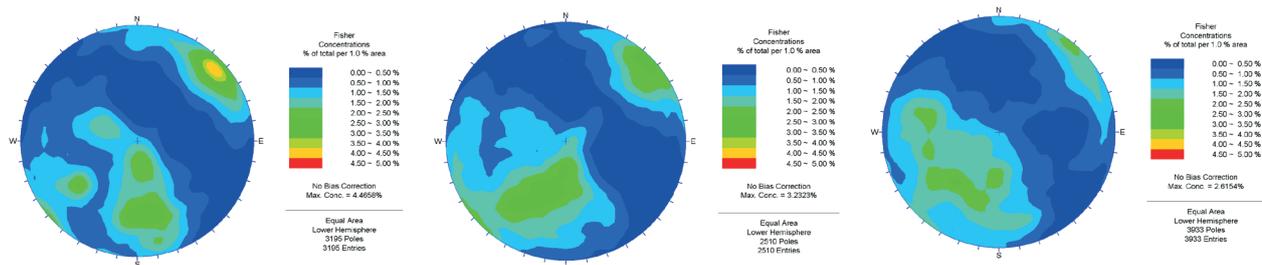


Tabla 2
Zonificación geomecánica del yacimiento Hilarión

Tipo de roca	Abreviación	Promedio RMR	Dominio Estructural
Caliza	CLZA	60	DE-III A
Diorita	DIOR	64	DE-II
Hornfels	HRN	64	DE-II
Zona mineralizada	ZM	63	DE-II
Endoskarn	ENSK	66	DE-II
Pórfido de cuarzo	PQZ	67	DE-II
Stock	STOCK	67	DE-II

Nota: Proyecto Hilarión – Worleyparson / TWP

2.4. Resistencia del macizo rocoso

Para determinar la resistencia, se han establecido los criterios de falla del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el propuesto por Hoek et. al., 1980, utilizando el programa Roclab (Rocscience Inc., 2007). Se han considerado los valores más representativos del índice de calidad de roca de cada dominio estructural, así como la resistencia compresiva uniaxial promedio y la constante m_i de la roca intacta. En la Tabla 3 se presentan los resultados de las propiedades de resistencia del macizo rocoso por dominios estructurales o tipos de roca.

2.5. Esfuerzos in situ

Las excavaciones más profundas estarán ubicadas a 450 m de la superficie. Para esta condición de operación, utilizando el criterio de carga litostática (Hoek et. al., 1980), se ha estimado un esfuerzo vertical de aproximadamente 12 MPa. Para determinar el esfuerzo in situ horizontal, se ha utilizado el criterio de Sheorey (1994). Para ello, se ha tomado la información registrada de las formas de rotura y los planos de inestabilidad observados en los hastiales y techos de las labores subterráneas. Además, después del modelamiento de esfuerzos in situ realizado como parte del presente estudio, se ha estimado una proyección de la constante 'k' entre 0.65 y 1.0. Con este registro, usando la relación de esfuerzos, se obtiene un esfuerzo horizontal in situ de aproximadamente 8 MPa a 12 MPa.

2.6. Dimensionamiento de tajeos

Para determinar las dimensiones de los tajeos de explotación, se utilizó el método gráfico de estabilidad modificado (N') (Potvin, 1988), (Nickson, 1992), (Hadjigeorgiou et al., 2009) y el Equivalente Lineal de Sobrerotura (ELOS) (Clark, 1998). El procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores:

N' y S. El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

Para los cálculos se ha utilizado el software STOPESOFIT desarrollado por (Fitz, 1999), habiendo verificado los resultados del análisis en una hoja de cálculo en Excel. La evaluación fue realizada para anchos de tajeos de; 8, 12, 15, 20 y 30 m, para alturas de tajeos de; 24, 28, 72 y 100 m para diversas longitudes y para los 3 sectores de operación. Los resultados fueron ploteados en el Gráfico de Estabilidad de (Mathews et al., 1980). Para ajustar y confirmar las dimensiones de las excavaciones y su condición de estabilidad, se ha tomado como referencias las recomendaciones planteadas por (Villaescusa, 2014), (Bawden, 1993) & (Pakalnis, 2014).

2.7. Análisis de estabilidad

Para la evaluación de la estabilidad estructuralmente controlada, es decir, de las cuñas formadas por la intersección de tres planos de discontinuidades, sobre el perímetro de las excavaciones, se ha utilizado el programa de cómputo UNWEDGE de Rocscience, empleando para ello la información correspondiente a la distribución de discontinuidades y a la resistencia de las mismas.

Para el análisis numérico de estabilidad, se elabora una malla triangular de elementos finitos, con mayor densidad en las tres zonas de explotación. El factor de seguridad (OSINERGMIN, 2017) ha sido determinado para los 3 sectores de explotación. Para ello, se ha modelado el estado inicial de las excavaciones y, a partir de la condición inicial, se ha modelado la situación futura, considerando incluso la recuperación de reservas remanentes de mineral y el rellenado de tajeos.

Tabla 3

Propiedades de resistencia del macizo rocoso

Litología	GSI	σ MPa	mi	t/m ³	MR	mb	s	Emr MPa	Poisson
CLZA	60	90	11	2.70	500	1.844	0.0059	14109	0.26
DIOR	64	120	20	2.70	325	4.584	0.0145	16563	0.25
HRN	64	100	20	2.70	500	4.009	0.0099	19187	0.25
ZM	63	120	15	3.20	400	2.876	0.0087	17558	0.25
ENSK	66	120	15	3.00	400	3.288	0.0128	20160	0.25
PQZ	67	160	20	2.70	375	4.584	0.0145	26290	0.25
STOCK	67	120	20	2.70	375	4.584	0.0145	19718	0.25

Nota: (ZM: Zona mineralizada)

III. RESULTADOS

3.1. Diseño de mina, tasa de producción y elección del método de explotación

El estudio determina la necesidad de diseñar una mina que debe producir 10,000 t/d. Por lo tanto, la infraestructura de accesibilidad, preparación, explotación, extracción y servicios ha sido dimensionada para atender esta necesidad. Además, para la elección del método de explotación, además de consideraciones prácticas recogidas por nuestra propia experiencia, se han tomado como referencia las bases numéricas de aproximación propuestas por (Nicholas, 1992). Revisados por (Miller P. et al., 1995). Habiendo elegido el Sublevel Longitudinal Stopping y el Bench and Fill Stopping como métodos de explotación.

3.2. Diseño geomecánico y resultados del dimensionamiento de tajeos

Los resultados del dimensionamiento de tajeos aplicando el Método Gráfico de Estabilidad recomiendan lo siguiente:

Para el método de explotación Sub Level Stopping Longitudinal (SLSL), con una altura o separación entre subniveles de 24 m (piso a piso) o 28 m (piso a techo), se sugiere un ancho no mayor a 20 m y una longitud de tajeo de 40 m. Para longitudes mayores, será necesario reforzar las cajas o hastiales con cablebolts, especialmente en estructuras mineralizadas de potencia mayor a los 20 m. Tanto los tajeos primarios como los secundarios deben tener el mismo tamaño.

Para el método de explotación de Bench and Fill (B&F), el ancho de los tajeos podría llegar hasta los 15 m, manteniendo una apertura dinámica no mayor a 40 m del borde del talud de relleno al banco de rotura.

Considerando la diferenciación litológica de los sectores Norte, Centro y Sur, para una altura de tajeo de 28 m (separación entre subniveles), se pueden excavar tajeos de 19 m, 18 m y 17 m de longitud, respectivamente, para la condición de operación 'estable sin sostenimiento'. En la modalidad de operación 'estable con sostenimiento opcional', las longitudes de los tajeos para la misma altura (28 m) podrían ser de 39 m, 36 m y 34 m, respectivamente.

3.3. Análisis de estabilidad controlada por la condición estructural

Para el caso de las labores de accesibilidad, se determina un avance transversal al rumbo de las estructuras mineralizadas, porque habrá escasa formación de cuñas en el techo. Para las labores cuyo avance se desarrolle en forma paralela al rumbo del cuerpo mineralizado (NW-SE o viceversa), se prevé la formación de cuñas de considerable magnitud en el techo y de forma alargada. Estas cuñas requerirán sostenimiento. En las paredes es posible que se formen cuñas menores de naturaleza estable (Ver Figura 4).

En los tajeos, en ciertos sectores se formarán cuñas en el techo, por lo que será necesario evaluar el uso de pernos con malla y, eventualmente, cablebolting.

La presencia de estratos paralelos a los hastiales de los tajeos formarán falsas cajas que pueden afectar la estabilidad. Esta condición es tomada en cuenta en el dimensionamiento de los tajeos al aplicar el Método Gráfico de Estabilidad.

Resultados del análisis de estabilidad del esfuerzo/deformación por elementos finitos, para el método de explotación, Sub Level Stopping Longitudinal

En la Figura 5 se muestra la sección transversal 1320, representativa de la explotación Sub Level Stopping Longitudinal (SLSL). Para esta disposición de excavaciones, se construye la malla de elementos finitos para la simulación de los esfuerzos inducidos por el minado.

En la Figura 6 se aprecia la distribución de esfuerzos y factores de resistencia al término de la construcción de las labores de desarrollo, preparación y al inicio de las primeras labores de explotación. También se puede apreciar los factores de resistencia (Strength factor) por encima de 2.0.

Continuando con el análisis de estabilidad, en la Figura 7 se muestran los resultados de la simulación de esfuerzos para la secuencia de excavación del primer corte de la explotación, que se inició en el panel central o tajeo primario (1). En la parte izquierda de la Figura 7 se muestra la distribución de esfuerzos a su alrededor. Luego, en el centro de la Figura 7, se observa el panel (1) relleno con mezcla de cemento y los esfuerzos disipados a su alrededor.

En el lado derecho de la Figura 7 se muestra la apertura del panel (2) con los esfuerzos distribuidos en mayor medida hacia la pared lateral del relleno cementado. En toda esta secuencia, se obtuvieron factores de seguridad aceptables.

Continuando con la secuencia de minado, en la Figura 8 del lado izquierdo se muestran los paneles 1 y 2 rellenos, con una sombra que representa la disipación de esfuerzos. En la Figura 8 del centro se aprecia el panel 3 abierto antes de ser relleno, con una mayor distribución de esfuerzos hacia la pared del panel 1, el cual está relleno con mezcla de cemento. En la Figura 8

del lado derecho, se muestra el panel 3 relleno, con una sombra que indica la disipación de esfuerzos y factores de seguridad mayores a 2.0.

En la Figura 9 se muestra la secuencia de explotación del segundo corte, siguiendo la misma secuencia descrita en las Figuras 8 y 9. Los mayores esfuerzos se concentran en la apertura del panel 1, con una mayor concentración hacia el techo del panel inferior. Mientras el panel permanece abierto, es importante proceder con prontitud al relleno. Una vez rellenos los paneles adyacentes 2 y 3, los esfuerzos se disipan, con factores de seguridad aceptables.

Figura 4
Resultados del análisis de estabilidad de cuñas

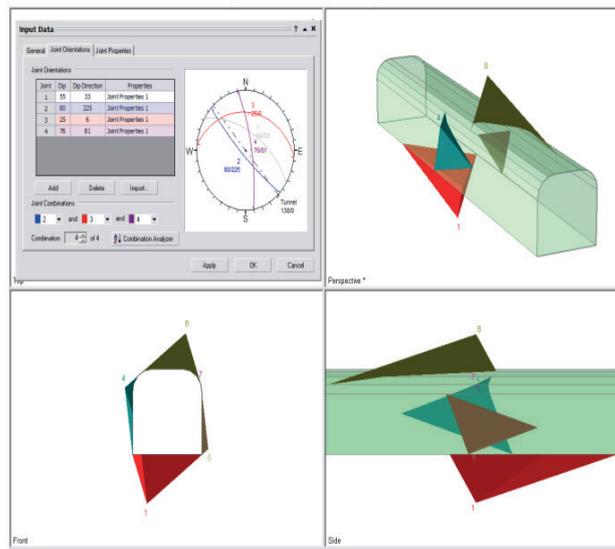


Figura 5
Sección transversal 1320 y malla elementos finitos para análisis esfuerzo/deformación

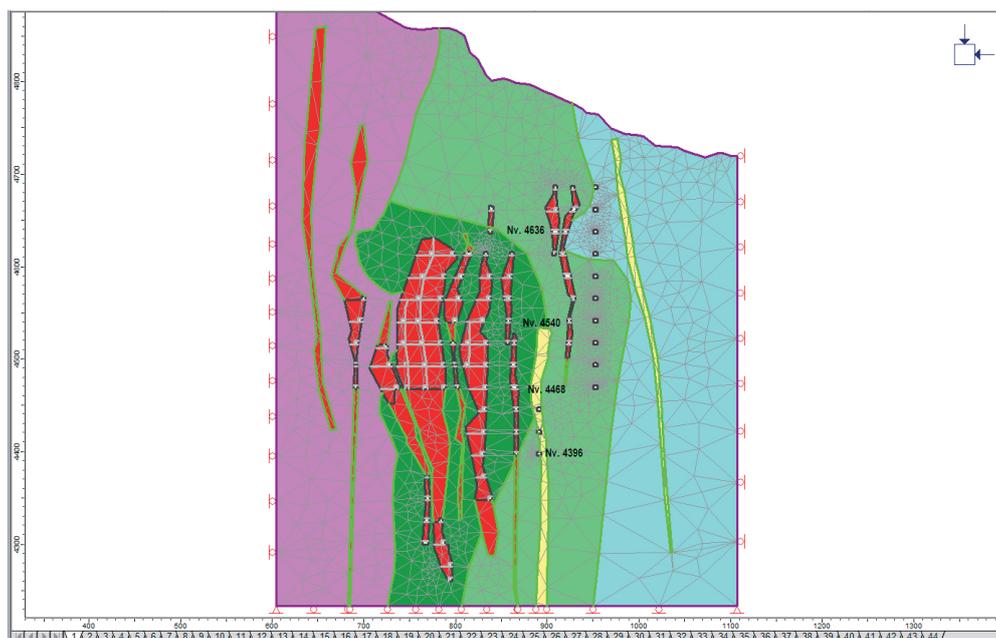


Figura 6
Distribución de esfuerzos, al inicio de la explotación (sección transversal 1320)

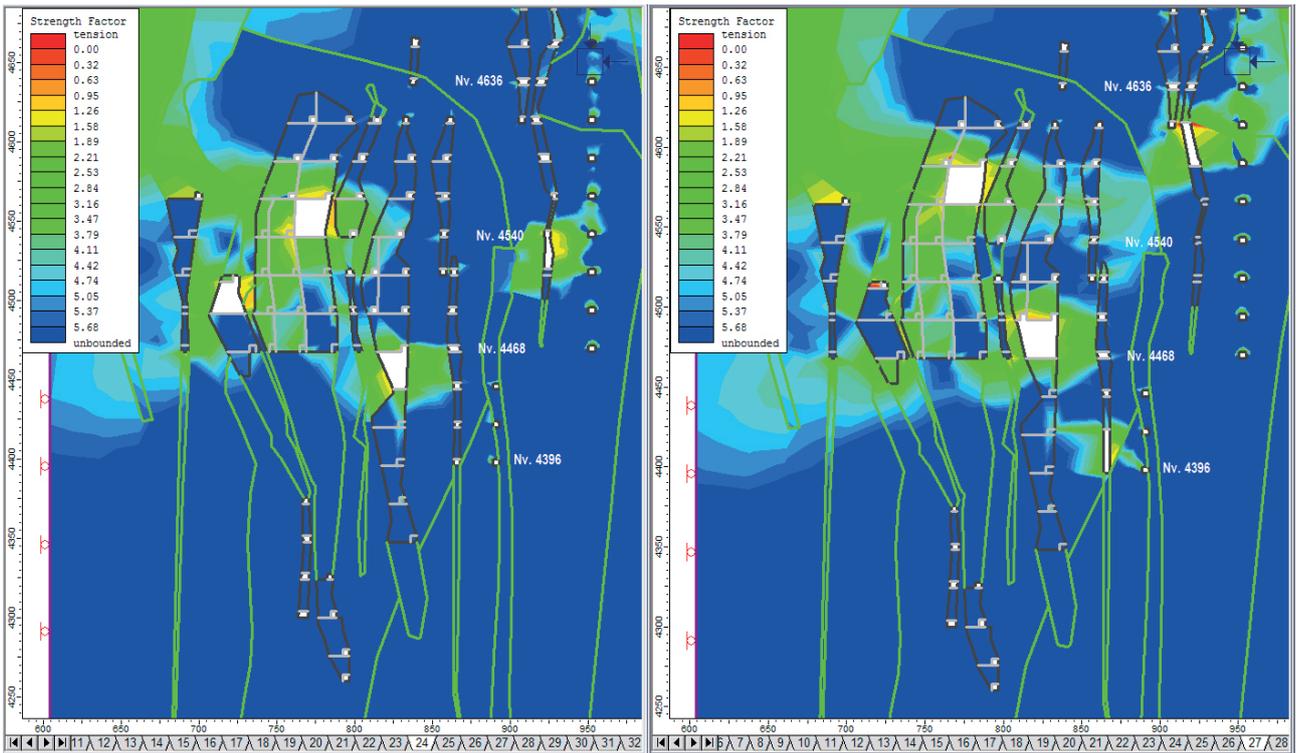


Figura 7
Avance de la explotación y factores de Resistencia, primer corte (Secc. 1320)

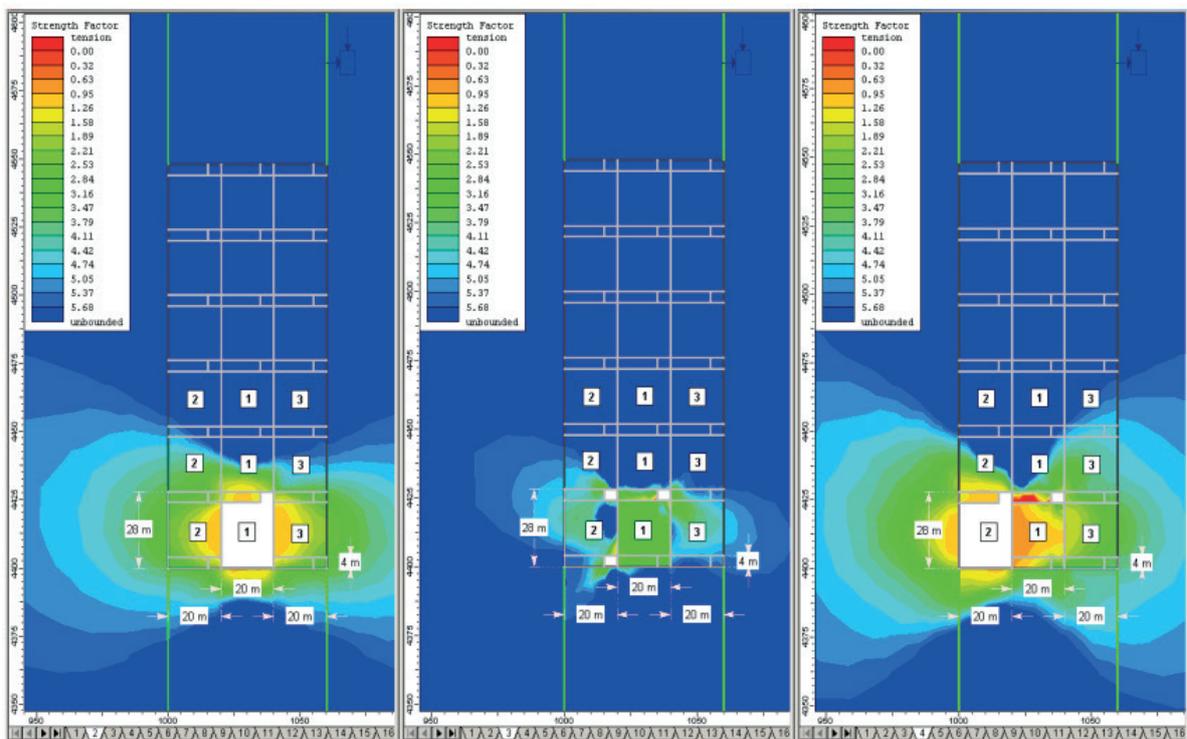


Figura 8
Factores de resistencia para el primer corte. (Explotación paneles 1,2,3)

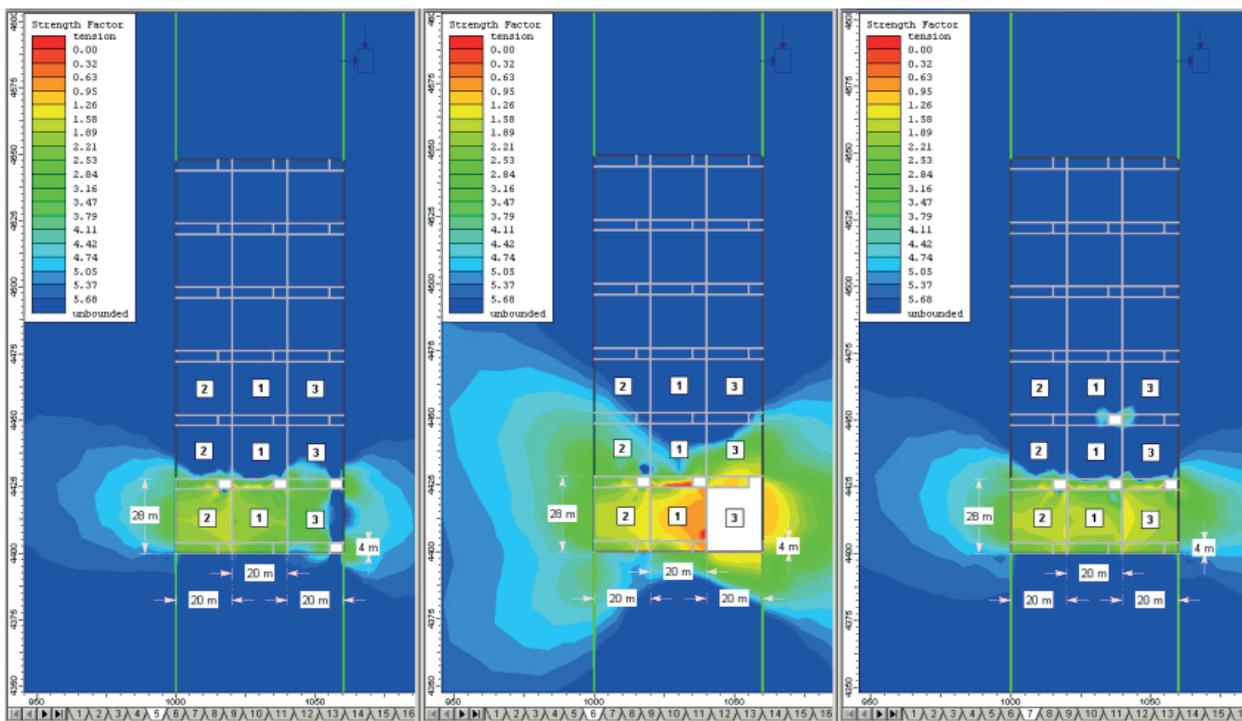
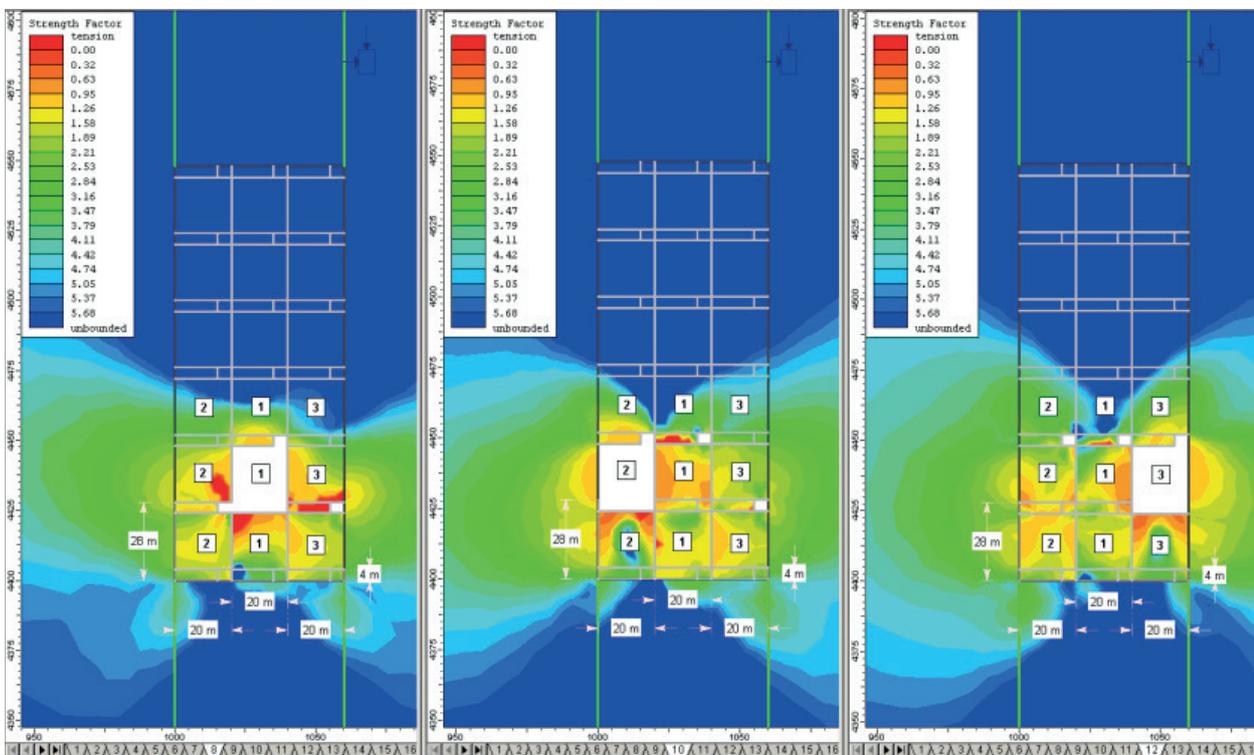


Figura 9
Avance de la explotación y factores de resistencia para el segundo corte



En la Figura 10 se muestra el avance de la explotación en su condición más crítica, es decir, en el caso de la explotación de dos tajeos paralelos contiguos separados por un escudo o tabique. Para esta condición de operación, el modelo muestra que cuando estos tabiques tienen espesores de 8 m o más, para la estabilización final de la abertura se puede utilizar relleno detrítico. En el caso de tabiques con espesor menor a 8 m, uno de los cuerpos a explotar, preferiblemente el de la caja techo, debe ser rellenado con una mezcla con contenido de cemento.

En la Figura 11 se muestran los resultados de la simulación realizada para determinar la estabilidad del puente entre los tajeos ubicados en el piso de la secuencia y las rampas de accesibilidad. Los resultados muestran condiciones favorables de estabilidad para un espesor de puente o pilar de 25 m, con factores de seguridad por encima de 2.5.

En la Figura 12 se muestra el estado final de la explotación, luego del relleno de las aberturas. Se ha estimado que sólo el 24% de los cuerpos mineralizados tienen la configuración de la sección 1320, lo que implica la necesidad de usar relleno con adición de cemento únicamente para el 24% de la reserva minable. Para el resto de los tajeos, que constituyen el 86% de la reserva minable, solo será necesario utilizar relleno detrítico y/o en pasta sin cemento para su estabilización. Los tajeos coloreados en gris corresponden a aquellos que utilizaron relleno con cemento, mientras que el color marrón representa los tajeos que usaron relleno detrítico.

Resultados del análisis esfuerzo/deformación – Método de explotación Bench&Fill (B&F)

Para las dimensiones del diseño propuesto (alturas de tajeos de 28 m de piso a techo y un ancho promedio de 8 m),

luego de la simulación de elementos finitos, no se observan zonas de alta concentración de esfuerzos, por lo tanto, no se presentan problemas de inestabilidad. Sin embargo, es importante señalar que para garantizar su estabilidad, el método de explotación (B&F) requiere fluidez en la operación de relleno, manteniendo en el tajeo siempre una distancia menor o igual a 40 m desde la cresta del talud de relleno hasta el banco de rotura en mineral.

En la Figura 13 se muestra la secuencia de explotación en una sección transversal representativa. La simulación de elementos finitos para cada corte muestra factores de seguridad por encima de 1.5.

En la Figura 14 del lado izquierdo se muestra la apertura de los dos subniveles inferior y superior. Producto de la construcción de estas labores, se produce una redistribución de esfuerzos tanto en el piso como en el techo de los dos subniveles. En la Figura 14, del centro, se muestra la apertura del tajeo de 28 m de altura, luego de la extracción del mineral. En esta figura se observa una moderada concentración de esfuerzos ligeramente mayor en la caja piso, pero dentro de los límites de estabilidad tolerables para los 40 m de longitud del tajeo. En la Figura 14, de la derecha, se muestra el tajeo relleno, con los esfuerzos disipados, debido al relleno inmediato de la cavidad vacía, lo que ayudó a mejorar las condiciones de estabilidad. Una vez completado el relleno de todo el corte o horizonte mineralizado, continúa el ciclo de minado en el piso o horizonte superior (Ver Figura 14).

En la Figura 14 también se muestra la distribución de esfuerzos en toda la columna ascendente de la explotación, así como la distribución de los factores de resistencia en cada corte de la secuencia de explotación, mostrando que la caja techo presenta mejores condiciones de estabilidad.

Figura 10
Distribución de esfuerzos y factor de seguridad (caso crítico)

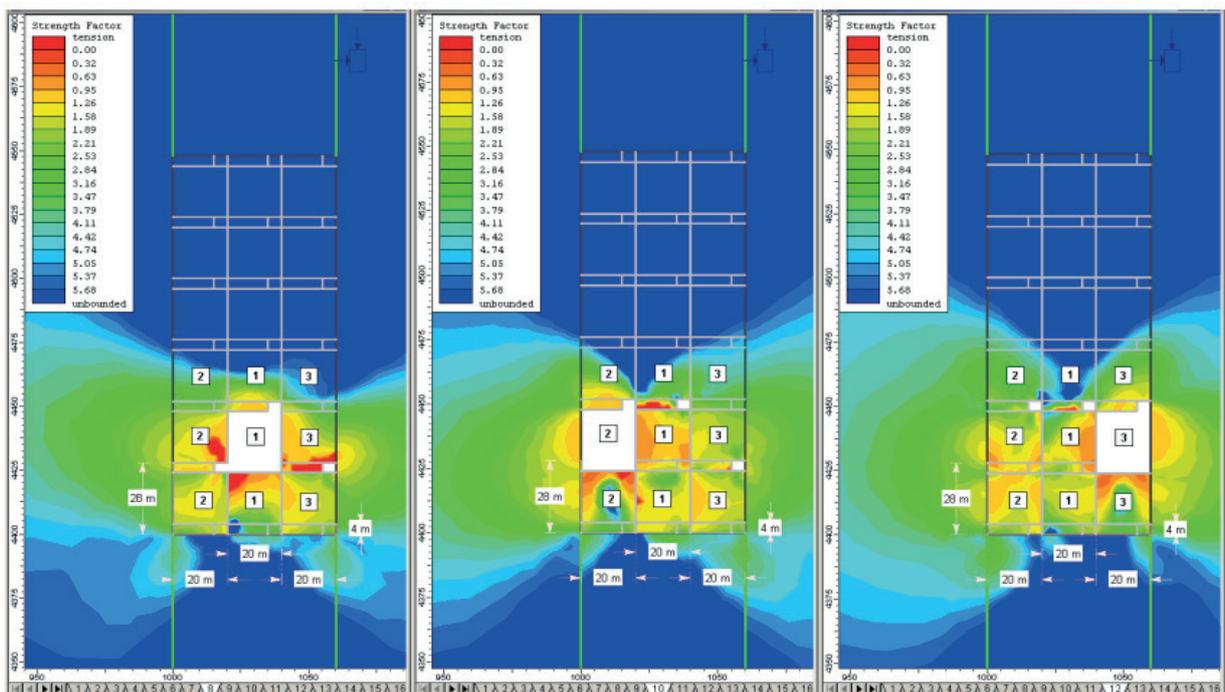


Figura 11

Esfuerzos y factor de seguridad en puente de seguridad, entre rampas y tajeos

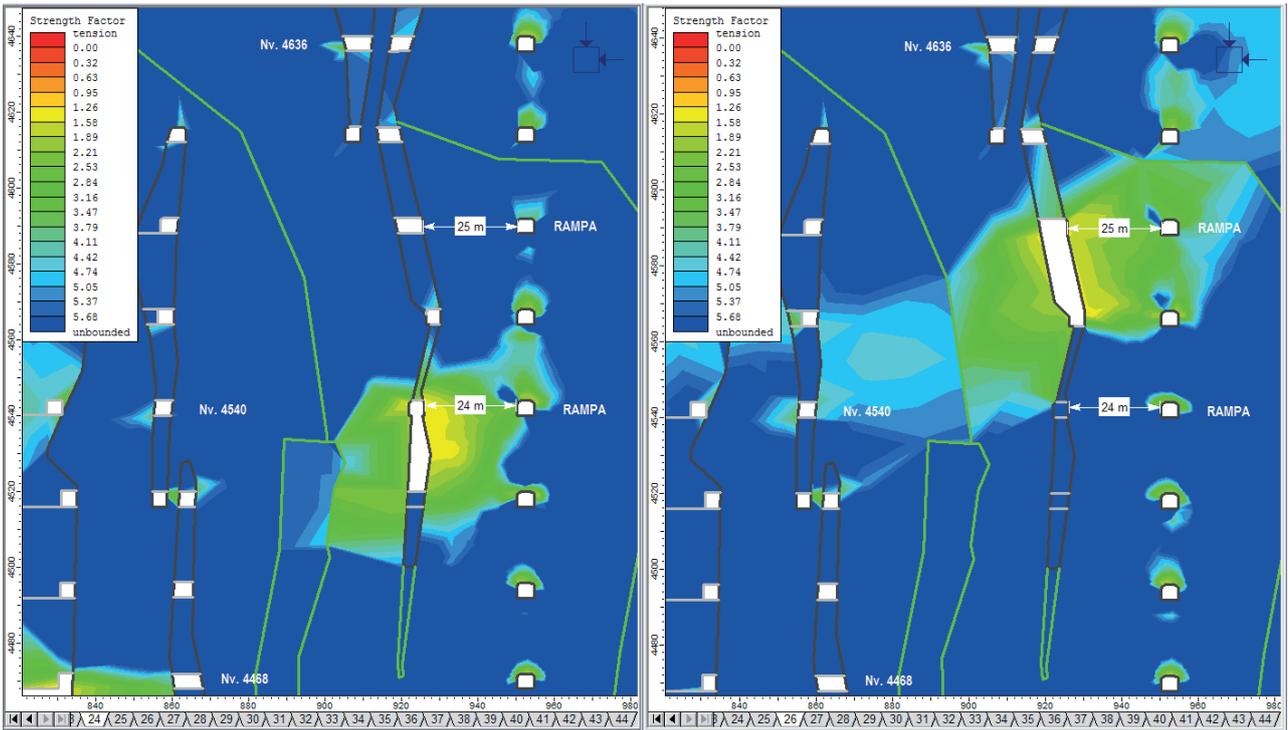


Figura 12

Distribución de esfuerzos y factor de seguridad, (Estado final de la explotación - Sección transversal. 1320)

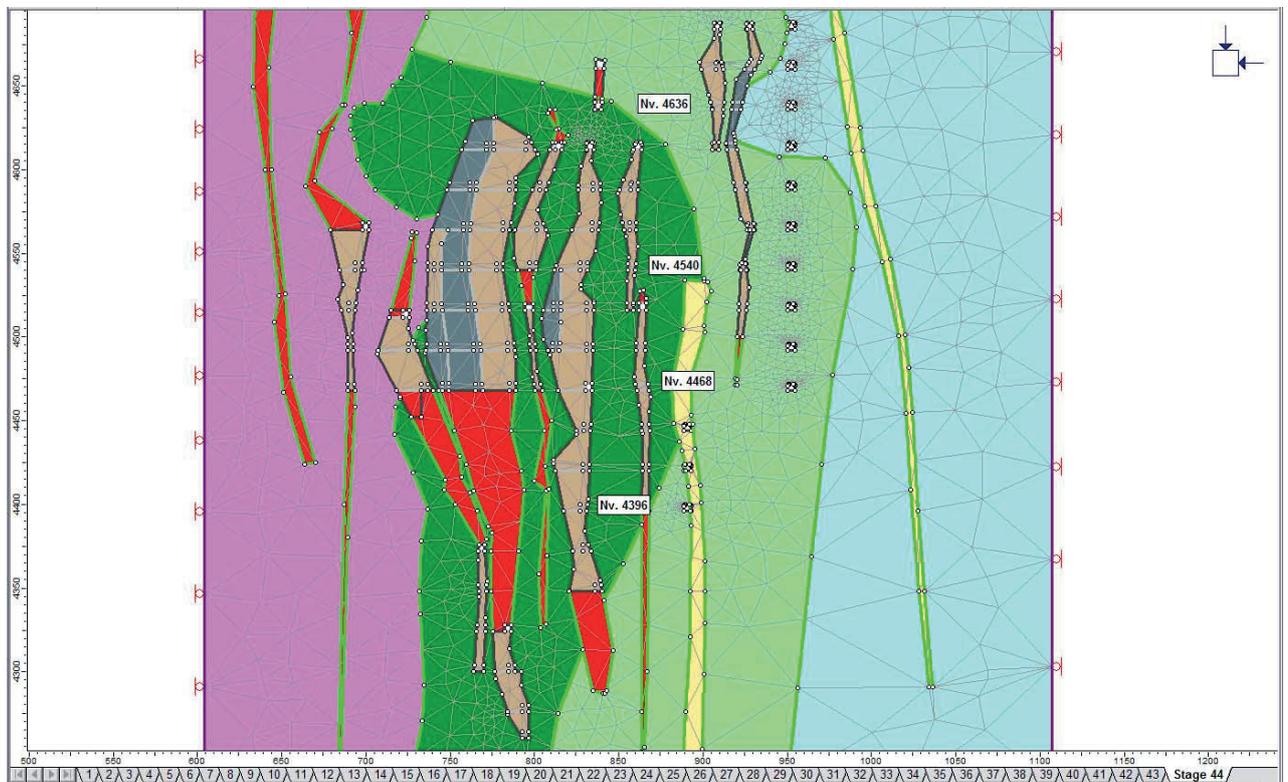


Figura 13
Bench and Fill Stopping y distribución de los factores de resistencia

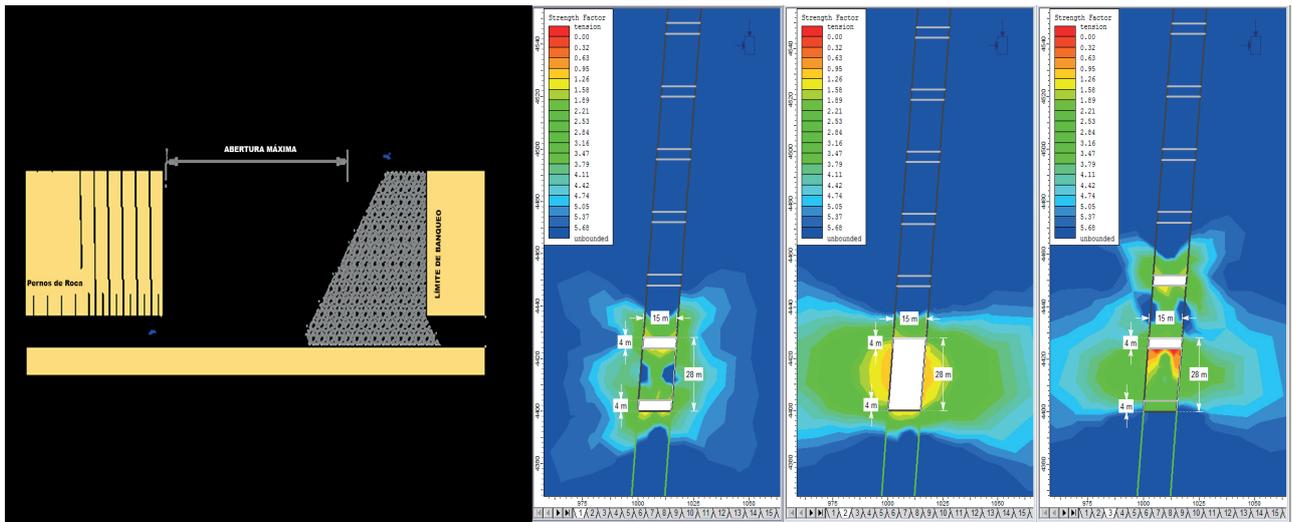
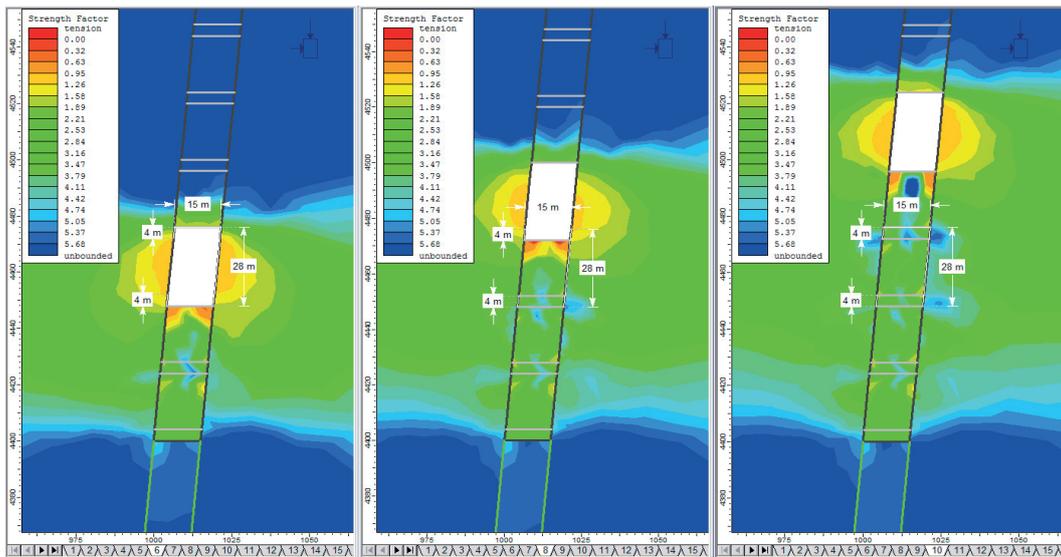


Figura 14
Distribución de los factores de resistencia, método de explotación bench and fill. (Subniveles superiores)



IV. DISCUSIÓN

Diseño de mina

Para el diseño de la mina, la cuantificación de la incertidumbre en la estimación del Índice de Calidad de Masa Rocosa (Rock Mass Rating, RMR) permite una evaluación más confiable de la calidad de la masa rocosa. Para ello, (Alvarado, 2020) utilizó dos enfoques: mediante una simulación geoestadística generó un modelo predictivo para un yacimiento de skarn, similar al de Hilarión. El primero utiliza los datos proporcionados de RMR (1989) como una variable continua y realiza su simulación mediante el modelo gaussiano. El segundo enfoque trabaja mediante la cosimulación de los puntajes subyacentes del RMR, es decir, 9 variables discretas, por medio de un modelo gaussiano truncado. Al comparar los resultados, ambas metodologías responden de forma

adecuada en términos de su capacidad de predecir el RMR sin sesgo condicional. Para el Proyecto Hilarión, con el propósito de obtener resultados representativos del índice de calidad de roca RMR para cada sector de explotación, se dividió el yacimiento en tres zonas diferenciadas de estudio. No obstante, los resultados mostraron un solo dominio de calidad de roca BUENA (B II) para cada sector, con favorable presencia de zonas con alteración del tipo silicificación, que le confiere mayor resistencia al macizo rocoso.

Para una mejor confiabilidad del modelo geotécnico (OSINERGMIN, 2017), la estimación de esfuerzos debe obtenerse a partir de ensayos o mediciones de esfuerzos in situ (fracturamiento hidráulico, gato plano, sobreperforación (overcoring) y emisión acústica). Para el Proyecto Hilarión, la estimación del esfuerzo vertical se hizo a partir del

criterio de carga litostática (Hoek et. al., 1980), mientras que el esfuerzo in situ horizontal fue estimado utilizando el criterio de (Sheorey, 1994). Si bien los esfuerzos in situ pueden ser estimados con la teoría desarrollada por Sheorey, también por la gráfica de esfuerzos/profundidad de Hoek t. al., 2002, o por el mapa mundial de esfuerzos. Lo ideal y recomendable es obtenerlos a partir de ensayos o mediciones de esfuerzos in situ, tarea pendiente para el desarrollo de la siguiente etapa del proyecto.

La metodología de diseño geomecánico usada (Pakalnis, 2014) considera los esfuerzos, estructuras y el macizo rocoso, e integra los métodos empíricos, códigos numéricos, herramientas analíticas y observacionales como insumos para el proceso general de diseño. Para el caso de Hilarión, siguiendo esta metodología, queda pendiente la actualización del modelo con registros de medición de esfuerzos in situ.

Análisis de estabilidad

Uno de los parámetros que incide en la estabilidad de las excavaciones corresponde al factor de esfuerzos "A", el cual es función de los esfuerzos inducidos sobre la pared y la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) de la roca. Para la obtención de estos esfuerzos, (Mathews, 1980) desarrolló gráficos derivados del modelamiento numérico 2D en función de los esfuerzos in-situ y la geometría de la excavación. Por otro lado, Pérez (2015) en su tesis de maestría "Modelamiento numérico de esfuerzos para métodos empíricos de estabilidad de caserones", desarrolló nuevos gráficos de estimación de esfuerzos inducidos a partir del modelamiento numérico 3D utilizando el software RS3. Los resultados obtenidos en el cálculo del factor "A" mostraron grandes diferencias respecto a las obtenidas con las curvas propuestas por Mathews, por lo que es necesario para Hilarión incorporar y considerar la actualización de la estimación del factor "A" utilizando el modelamiento numérico 3D.

La aplicación del método de elementos finitos en el análisis de estabilidad de macizos rocosos, materiales por lo general discontinuos, anisotrópicos, no homogéneos y no elásticos, requiere de un modelo geotécnico que debe incorporar información relacionada con el fracturamiento y alteración del terreno, debido a sus efectos en la disminución del grado de estabilidad. Para ello, se puede recurrir a métodos como el de Elementos Discretos (DEM) o el de Red de Fracturas Discretas (DFN). Estos aspectos deben ser considerados para mejorar la confiabilidad del modelo geotécnico.

En la etapa de construcción, se deben integrar los modelos numéricos con el monitoreo del comportamiento del macizo rocoso y de las excavaciones bajo la variación de condiciones de calidad geomecánica y del estado de esfuerzos. La integración de estos modelos numéricos con el monitoreo en tiempo real permite detectar desviaciones del comportamiento esperado, anticipar problemas potenciales y tomar medidas correctivas de manera oportuna. Esto contribuye a una gestión más efectiva y segura de las excavaciones en condiciones de calidad geomecánica y estado de esfuerzos variables.

V. CONCLUSIONES

El estudio determina la necesidad de diseñar una mina que debe producir 10,000 t/d. Por lo tanto, la infraestructura de accesibilidad, preparación, explotación, extracción y servicios ha sido dimensionada para atender esta necesidad. Además, la dirección de avance de las excavaciones de explotación ha sido proyectada siguiendo el rumbo de los cuerpos mineralizados. Esta condición de operación es tomada en cuenta para el dimensionamiento de los tajeos, el sostenimiento y el análisis de estabilidad.

Los resultados del dimensionamiento de tajeos aplicando el Método Gráfico de Estabilidad señalan lo siguiente:

1. Para el método de explotación Sub Level Stopping Longitudinal (SLSL), se recomienda un ancho no mayor a 20 m y una longitud de tajeo de 40 m. Para mayores longitudes, será necesario reforzar las cajas o hastiales con cablebolts.
2. Para el método de explotación de Bench and Fill (B&F), el ancho de los tajeos podría llegar hasta los 15 m. Se debe mantener una apertura dinámica no mayor a 40 m desde el borde del talud de relleno hasta el banco de rotura.

Los resultados del análisis de estabilidad del esfuerzo/deformación por elementos finitos, para el método de explotación Sub Level Stopping Longitudinal, al término de la construcción de las labores de desarrollo, preparación y al inicio de las primeras labores de explotación muestran factores de resistencia (Strength factor) por encima de 2.0.

Luego del análisis de estabilidad, se ha estimado que la explotación del 24% de la reserva minable requerirá de relleno con adición de cemento. Para el 86% restante, solo será necesario usar relleno detrítico y/o en pasta sin cemento para su estabilización.

Los resultados de la simulación hecha para determinar la estabilidad del puente de 25 m entre los tajeos ubicados al piso de la secuencia mineralizada y las rampas de accesibilidad, registran factores de seguridad por encima de 2.5.

El análisis de estabilidad para el método de explotación Bench and Fill Stopping no muestra zonas de alta concentración de esfuerzos, por tanto, de inestabilidad. Sin embargo, es importante señalar que para su estabilidad, el método de explotación (B&F) requiere fluidez en la operación de relleno, debiendo mantener en el tajeo siempre una distancia menor o igual a 40 m desde la cresta del talud de relleno hasta el banco de rotura en mineral.

VI. AGRADECIMIENTOS

A la Unidad de Posgrado de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, y una especial consideración a mi asesor, el Dr. Humberto Iván Pehovaz A.

VII. REFERENCIAS

- Alvarado, F. (2020, Julio 25). *Modelamiento geoestadístico de la clasificación geomecánica de bieniawski (RMR)* [Tesis de Maestría]. Universidad Nacional de Chile, Chile. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/176858>
- Bawden, W. (1993). *Mine design, an empirical approach. Innovative mine design for the 21st century*. Aa Balkema.
- Clark, L. (1998, April 30). *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting* [Master's Thesis]. University of British Columbia, Canada. <http://hdl.handle.net/2429/7768>
- Espinoza, S. (2006) *Análisis de riesgo y toma de decisiones estratégicas en proyectos mineros* [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional de Ingeniería, Perú. https://www.academia.edu/72152216/An%C3%A1lisis_de_riesgo_y_toma_de_decisiones_estrat%C3%A9gicas_en_proyectos_mineros?hb-sb-sw=47500322
- Fitz, G. (1999). Stope analysis software. Stope Soft. <https://openstope.com>
- González, L. & Vargas, J. L. (1994). Explotación por subniveles en mantos. *Minería*, 231, 8-17. <https://catalogobiblioteca.ingemmet.gob.pe/cgi-bin/koha/opac-detail.pl?biblionumber=12598#>
- Guía Minera de Chile. (2020). *Expansión Andina-Desarrollo Futuro Andina*. CODELCO Chile División Andina. <https://www.guiaminera.cl/codelco-chile-division-andina/>
- Hoek, E., Carranza, C. & Corkum, B. (2002). *Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition*. Paper presented at the 5th North American Rock Mechanics Symposium and the 17th Tunnelling Association of Canada Conference : NARMS-TAC, Toronto, Canada, 7–10 July.
- Hoek, E. & Brown, E. (1980). *Underground Excavations in Rock*. SPON Product & Rev edition.
- Hadjigeorgiou, J., Esmaili K, & Grenon M. (2009). Stability analysis of vertical excavations in hard rock by integrating a fracture system into a PFC model. *Tunnelling and underground space technology*, 24(3), 296-308. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2008.10.002>
- Mathews, K., Hoek, E., Wyllie, D. & Stewart, S. (1980). Prediction Of Stable Excavation Spans for Mining at Depths below 1000 Metres in Hard Rock. *Report to Canada Centre for Mining and Energy Tehnology*. <https://www.scirp.org/reference/ReferencesPapers?ReferenceID=1053122>
- Miller, P., Pakalnis, R. & Poulin, R. (1995). UBC mining method selection. *Mine Planning and Equipment Selection*, SINGHAL R.K. et al. (Eds), Balkema, Rotterdam. <https://es.scribd.com/document/344219439/Ubc-Method-Mining>
- Nexa Resource S.A. (2020). Technical report on the Hilarión project, department of Ancash, Peru. (Technical Report NI 43-101). <https://minedocs.com/21/Hilarion-PEA-02142020.pdf>
- Nicholas, D. (1992). *Selection method techniques*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration- SME.
- Nickson, S. (1992). Cable support guidelines for underground hard rock mine operations [Master's Thesis]. University of British Columbia, Canada. <http://hdl.handle.net/2429/1924>
- Organismo supervisor de la energía y minería (OSINERGMIN). (2017). *Guía de criterios geomecánicos para Diseño, Construcción, Supervisión y Cierre de labores subterráneas*.
- Pakalnis, R. (2014, June). *Empirical Design Methods- Update (2014)* [Conference]. 1st International Conference on Applied Empirical Design Methods in Mining, Peru.
- Pérez, E. (2015). *Modelamiento numérico de esfuerzos para métodos empíricos de estabilidad de caserones* [Tesis de Grado]. Universidad de Chile, Chile. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/137546>
- Potvin, Y. (1988, October). *Empirical open stope design in Canada* [Doctoral Thesis]. The University of British Columbia, Canada. <https://open.library.ubc.ca/collections/ubctheses/831/items/1.0081130>
- Sheorey, P. (1994). A theory for in situ stresses in isotropic and transversely isotropic rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts*, Volume 31(1), pp. 23-34. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(94\)92312-4](https://doi.org/10.1016/0148-9062(94)92312-4)
- Villaescusa, E. (2014). *Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping*. (1 st ed.). CRC Press. <https://doi.org/10.1201/b16702>

Conflictos de intereses

El autor declara no tener conflictos de intereses.