

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

Diseño geomecánico de un polvorín en una mina subterránea

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

María Delina Apolinario Lluque

 [0009-0007-2054-8400](https://orcid.org/0009-0007-2054-8400)

Asesor

MSc. Adolfo Jesús Chavez Valdivia

 [0000-0003-0625-1495](https://orcid.org/0000-0003-0625-1495)

LIMA – PERÚ

2024

Citar/How to cite	Apolinario Lluque [1]
Referencia/Reference	[1] M. Apolinario Lluque, “ <i>Diseño geomecánico de un polvorín en una mina subterránea</i> ” [Trabajo de Suficiencia Profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Apolinario, 2024)
Referencia/Reference	Apolinario, M. (2024). <i>Diseño geomecánico de un polvorín en una mina subterránea</i> . [Trabajo de Suficiencia Profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Con mucho amor y cariño dedico este Trabajo de Suficiencia Profesional a mi madre Lic.

Luzmila Lluque Villanueva, que desde el cielo me guía e inspira y que hubiera querido que estuviera a mi lado para no extrañarla tanto y que sé que ahora está al lado de Dios, y a mi padre Don Jaime Apolinario Bueno, que supo sembrar en mí valores como la dignidad, la valentía y el respeto, y a mis queridas hermanas y sobrinos que siempre están motivándome a seguir adelante.

Agradecimientos

Agradezco inmensamente a Dios, a mi familia y amigos porque sin ellos no habría podido hacer posible la culminación de mi Trabajo de Suficiencia Profesional.

A mi querida alma mater la Universidad Nacional de Ingeniería, y especialmente a mis asesores de tesis, el Ing. José Antonio Corimanya y el Ing. Víctor Hernández, quienes me han venido guiando y aconsejando con sus experimentadas observaciones a lo largo de esta investigación.

Resumen

El presente trabajo de suficiencia consiste en la realización de una guía técnica para diseñar un polvorín subterráneo, principalmente lo relacionado a distancias y dimensiones de seguridad alineadas a la normativa actual. El objetivo es establecer relaciones cualitativas entre la calidad geomecánica de la zona, la ejecución de los avances de la infraestructura, el sostenimiento y la aplicación de la normativa actual para la construcción de un polvorín subterráneo de características específicas. Este trabajo es una investigación de enfoque cualitativo y nivel descriptivo. Se centra en establecer relaciones y consideraciones para la toma de datos y el diseño. Dichas consideraciones fueron evaluadas, y en gran parte aplicadas, a dos casos de estudios. Estos casos tienen en común, ser proyectos que han sido planteados y ejecutados, en zonas de calidad de roca de regular a buena, a bajas profundidades; y que usan emulsión y ANFO como sus explosivos, y fulminantes, cordón detonante y mecha rápida como sus accesorios. Se concluyó que las relaciones establecidas como guía para el diseño de un polvorín subterráneo facilitan y mejoran el diseño de este tipo de infraestructuras, específicamente en zonas de proyectos de polvorín subterráneos de calidad de regular a buena y que usen ANFO, emulsión, fulminantes, cordón detonante y mecha rápida.

Palabras Clave — Polvorín subterráneo, evaluación geomecánica, dimensiones y distancias de diseño, modelamiento numérico, sostenimiento de labores.

Abstract

The present sufficiency work consists of the creation of a technical guide to design an underground powder magazine, mainly related to distances and safety dimensions aligned with current regulations. The objective is to establish qualitative relationships between the geomechanical quality of the area, the execution of infrastructure advances, the maintenance and application of current regulations for the construction of an underground powder magazine with specific characteristics. This work is a research with a qualitative approach and descriptive level. It focuses on establishing relationships and considerations for data collection and design. These considerations were evaluated, and largely applied, to two case studies. These cases have in common, being projects that have been planned and executed, in areas of average to good rock quality, at low depths; and that they use emulsion and ANFO as their explosives, and detonating cords and detonating cords as their accessories. It was concluded that the relationships established as a guide for the design of an underground magazine facilitate and improve the design of this type of infrastructure, specifically in areas of underground magazine projects of fair to good quality and that use ANFO, emulsion, detonators, cord. detonator and fast fuse.

Keywords — Underground powder magazine, geomechanical evaluation, dimensions and design distances, numerical modeling, work maintenance.

Tabla de Contenido

	Pág
Resumen.....	v
Abstract.....	vi
Introducción.....	xi
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo.....	1
1.1 Antecedentes referenciales.....	1
1.2 Planteamiento de la realidad problemática.....	5
1.2.1. <i>Descripción problemática</i>	5
1.2.2. <i>Formulación del problema</i>	6
1.3 Objetivo.....	6
1.4 Hipótesis.....	6
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	7
2.1 Factor de seguridad.....	7
2.2 Probabilidad de falla.....	8
2.3 Tiempo de autosostenimiento.....	10
2.4 Criterios de diseño.....	11
2.4.1. <i>Método analítico</i>	12
2.4.2. <i>Método empírico Sistema Q</i>	12
2.4.3. <i>Método de “Peso muerto”</i>	14
2.4.4. <i>Método de sostenimiento dinámico con pernos de anclaje</i>	16
2.4.5. <i>Métodos numéricos</i>	17
2.5 Modelos numéricos.....	19
2.6 Diseño de pilares.....	24
2.6.1. <i>Estimación de Cargas</i>	24
2.6.2. <i>Resistencia de pilares</i>	26
2.7 Características de construcción de polvorines subterráneos y polvorines Semienterrados.....	29

2.7.1.	<i>Polvorines permanentes</i>	29
2.7.2.	<i>Polvorines provisionales</i>	32
2.8	Medidas mínimas de seguridad en polvorines permanentes, polvorines provisionales y polvorines móviles	32
2.9	Distancia de Seguridad en Polvorines Subterráneos y Semienterrados.....	34
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		35
3.1	Marco metodológico.....	35
3.1.1	<i>Tipo de investigación</i>	35
3.1.2	<i>Ámbito temporal y espacial</i>	35
3.1.3	<i>Selección de casos de estudio</i>	35
3.1.4	<i>Criterios de inclusión y exclusión</i>	36
3.1.5	<i>Métodos y técnicas para obtención y recolección de datos</i>	36
3.1.6	<i>Métodos y técnicas para la caracterización y análisis de datos</i>	36
3.2	Desarrollo de la investigación	36
3.2.1	<i>Consideraciones para la toma de datos de diseño</i>	37
3.2.2	<i>Uso de Criterios y Estudios para el Diseño Geomecánico</i>	40
3.2.3	<i>Casos de estudio</i>	42
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados		46
4.1	Análisis de caso 1 – Mina YLY.....	46
4.2	Análisis de caso 2 – Mina TCL.....	63
Conclusiones		67
Recomendaciones		68
Referencias bibliográficas.....		69
Anexos.....		71

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: FS recomendados según plazo de estabilidad	7
Tabla 2: Energía de absorción basada en pruebas a paneles (NB, 2011).....	13
Tabla 3: Métodos numéricos	20
Tabla 4: Software geomecánico – Métodos numéricos	23
Tabla 5: Cálculo de volumen de almacenamiento – Polvorín Zona 1	48
Tabla 6: Datos para cálculo de peso muerto	52
Tabla 7: Cálculo de peso muerto Spam = 3.5 m	53
Tabla 8: Cálculo de peso muerto Spam = 5 m	53
Tabla 9: Unidades Geotécnicas – Mina YLY	55
Tabla 10: Datos para diseño de pilares.....	60
Tabla 11: Cálculo de volumen de almacenamiento – Polvorín Este	63

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Tiempo de autosostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989).....	11
Figura 2: Curva Característica Reacción del Terreno.....	12
Figura 3: Gráfico de Sostenimiento del Sistema Q.....	14
Figura 4: Análisis Estereográfico para evaluar caída de cuña.....	15
Figura 5: Análisis de “Peso Muerto”	16
Figura 6: Modelación de la zona de daño alrededor de una excavación	18
Figura 7: Esfuerzos sobre pilares – Área Tributaria	25
Figura 8: Esfuerzos sobre pilares – Pilares Profundos.....	26
Figura 9: Grafico Estabilidad de Pilares – Lunder and Pakalnis (1994).....	28
Figura 10: Curvas de Resistencia – Hoek and Brown (1980).....	29
Figura 11: Plano Geomecánico Mina YLY	50
Figura 12: Proyección Estereográfica – Polvorín Zona 1	51
Figura 13: Análisis de Cuñas en Undwedege – Polvorín Zona 1.....	52
Figura 14: Plano en Planta – Polvorín Zona 1.....	54
Figura 15: Sección A-A’ – Polvorín Zona 1	55
Figura 16: Sigma 1 del Estado Inicial – Polvorín Zona 1	56
Figura 17: Sigma 3 del Estado Inicial – Polvorín Zona 1	57
Figura 18: Sigma 1 del Estado Final – Polvorín Zona 1	57
Figura 19: Sigma3 del Estado Final – Polvorín Zona 1	58
Figura 20: Esfuerzos del Estado Final – Polvorín Zona 1.....	58
Figura 21: Factor de Seguridad del Estado Final – Polvorín Zona 1	59
Figura 22: Sección de Corte a – a’	60
Figura 23: Proyecto de Polvorín Zona Este.....	64
Figura 24: Mapeo Geomecánico de Polvorín Zona Este	65
Figura 25: Proyección Estereográfica del Polvorín Zona Este.....	66

Introducción

A medida que en las minas se incrementan los frentes de producción, las operaciones se ven en la necesidad de ser más manejables, en esto, la implementación de un polvorín permanente subterráneo viene a ser parte de un plan de proyectos prioritarios.

Basándonos en los antecedentes de este tipo infraestructura los principales riesgos asociados son incendio y explosión, y caída de rocas, por lo que, las distancias de seguridad a los polvorines, y las dimensiones y el sostenimiento de las labores, serán de mucha importancia para asegurar la estabilidad a la labor.

La implementación de este polvorín debe conllevar los estudios de ingeniería adecuados que aseguren que sea una infraestructura de FS mayor a 1.5.

Es este Trabajo de Suficiencia Profesional se plantea una guía metodológica para el diseño correcto de polvorines permanentes subterráneos, con la finalidad de hacer más familiar el diseño técnico y el cumplimiento de la normativa aplicable a este tipo de labores.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Antecedentes referenciales

Mamani, J. (2017). En su tesis “Diseño del sistema de polvorín e implementación de manejo integral del explosivo y accesorios en la Mina Inversiones Gartes S.A.C.”. Puno, Perú. Determino que el diseño adecuado del sistema de polvorín en el almacén de explosivos es: ancho 5,10 m., largo 12,0 m., altura 3,25 m y una gradiente de 0,3%, en el almacén de accesorios es: ancho 5,10 m., largo 8,0 m., altura 3,10 m. y una gradiente de 0,3%.

Con el diseño adecuado del sistema de polvorín se logró el almacenamiento y manejo eficiente de explosivos y accesorios.

Con la implementación del manejo integral de explosivos y accesorios se ha logrado la utilización eficiente de la manipulación de explosivos y accesorios.

Castro, A., Monsalve, J. & Bustamante, O. (2007). Boletín de Ciencias de la Tierra “Análisis de excavaciones en la mina subterránea El Toro por medio de Elementos Finitos”. Medellín, Colombia. En este estudio no se consideraron aspectos hidrogeológicos que pudieron modificar las condiciones de estabilidad del terreno. Así mismo, y fundamentalmente debido a las consideraciones de flujo plástico, esta simulación obtuvo resultados conservadores.

Finalmente, sobre la aplicación del método de elementos finitos en macizos rocosos, debe resaltarse que estos materiales son por lo general discontinuos, anisotrópicos, no homogéneos y no elásticos, ¡por ello deben considerarse las características y limitaciones de este método; para profundizar en estas consideraciones recomendamos trabajos como el de Jing (2003). Para mejorar los modelos de excavaciones en medios rocosos es necesario aumentar el número de muestras ensayadas en laboratorio, en lo posible con pruebas esfuerzo-deformación en etapa post-falla, modelar en dominios de menor tamaño e incluir el tensor de esfuerzos medido in situ.

En un modelo más elaborado sería necesario incluir aspectos del fracturamiento del terreno rocoso debido a sus efectos de disminución del grado de estabilidad, para lo cual se puede acudir a métodos como el de Elementos Discretos (DEM) o el de Red de Fracturas Discretas (DFN).

Así mismo es posible 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.

Lino, E. & Vergaray, D. (2021). En su tesis "Evaluación geomecánica del macizo rocoso para determinar el sostenimiento de un polvorín en el Nivel Magna de la Unidad Minera Ebenezer". Huancayo, Perú. Determinó que la resistencia del macizo rocoso a los esfuerzos de compresión uniaxial es en promedio de 14.79 Mpa, asumiendo el campo de esfuerzos $K=1.2$ obtenemos que los esfuerzos verticales y horizontales son 17.40 Mpa y 20.39 Mpa, lo que nos muestra que este tramo evaluado está sometido a esfuerzos por encima de la resistencia del macizo rocoso. Según el análisis, se debe utilizar el lanzado de shotcrete con la utilización de pernos helicoidales de 7 pies para el sostenimiento en todo el tramo a realizar el polvorín, la caracterización del macizo rocoso en función del RMR y el ancho de labor se debe lanzar con 2" de espesor y el espaciamiento entre perno es de 1.8 metros.

El diseño del polvorín parte de dos almacenes. La primera para el almacenamiento de los explosivos cuyas dimensiones son el ancho es de 6.00 m, el largo de 28.00 m y el alto de 3.50 m siendo un área de 168 m² y un volumen de 588 m³, lo cual es ideal para las dimensiones de la caja del explosivo. El segundo almacén para los accesorios del explosivo cuyas dimensiones son el ancho es de 5.50 m, el largo de 18.50 m y el alto de 3.50 m, siendo un área de 102 m² y un volumen de 356 m³, también es ideal para las dimensiones de la caja de los accesorios del explosivo

En el ingreso principal se tiene un muro de concreto en el extremo derecho los cilindros de arena, agua y residuos sólidos. En el extremo izquierdo el extintor y botiquín a los 17 metros de ingreso se ubica la ramificación de los dos ingresos a las dos cámaras.

En la derecha está la cámara para los explosivos, al ingreso de la cámara lado al derecho se ubica el extintor y el botiquín de emergencias dicha cámara cuenta con un área de 168 m². La otra ramificación a la izquierda se ubica la cámara de accesorios, en el ingreso de la cámara, al lado izquierdo se ubica el extintor y el botiquín de emergencia, esta cámara cuenta con un área 102 m², en cual se estaría cumpliendo el DS024- 2016-EM.

Mullisaca, R. (2015). En su tesis “Evaluación de Riesgos del Polvorín Auxiliar Subterráneo de explosivos en la Mina Cunuyo de la Empresa Minera Coming Santibañez E.I.R.L”. Juliaca, Perú. Determinó que el método Checklist, failure mode and effects analysis, evaluó la presencia del nivel de riesgos de incendio y explosión (MUY GRAVE) y caída de rocas (GRAVE), ambos riesgos presentan un nivel de probabilidad alta, situación deficiente la materialización del riesgo es posible que suceda varias veces en el ciclo de la vida laboral y las consecuencias serían destrucción parcial del sistema de mina y paro del proceso para reparaciones; el nivel de intervención es crítico corrección urgente preventivo del polvorín auxiliar subterráneo de explosivos de la empresa minera Coming Santibañez E.I.R.L.

El método IPERC, evaluó el nivel de riesgo en incendio y explosión, es de clase alto de riesgo intolerable y requiere controles inmediatos, caída de rocas es de clase medio iniciar con las medidas para eliminar o reducir el riesgo, el primero es probable y el segundo improbable, las consecuencias serían provocar una o más muertes del personal, incapacitantes totales permanentes y daños materiales, en el polvorín auxiliar subterráneo de explosivos en la empresa minera Coming Santibañez E.I.R.L.

La comparación de ambos métodos coincide en señalar dos riesgos críticos de intervención inmediata, debido a su alta probabilidad, consecuencias y alto riesgo: incendio, explosión y caída de rocas, estos dos riesgos son los principales en la actualidad en el polvorín auxiliar subterráneo de explosivos en la empresa minera Coming Santibañez E.I.R.L.

Loarte, O. (2018). En su tesis “Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – Cormitoma S.A.”. Huaraz,

Perú. Se determinó que en este caso el sostenimiento es esporádico, ya que el levantamiento litológico estructural se realizó en la zona mineralizada. Split set de 5 y 7 pies espaciados cada uno de 1.2 x 1.2 mts. distribuidos en forma de tres bolillos + malla electrosoldada en terrenos muy fracturados o cuadros de madera donde requiera. Puntales de seguridad, en las partes donde requiera, hacer un buen control de perforación y voladura.

Sostenimiento en caso los requiera, por el proceso de meteorización de la roca; realizando control preventivo.

En lo referente al sostenimiento de acuerdo a los valores determinados por Bieniawski (RMR) y Barton (Q), en el caso del Mineral no requiere sostenimiento; en el caso de la Zona de Contacto el sostenimiento es esporádico, ya que el levantamiento litológico estructural se realizó en la zona mineralizada; en el caso de la Pizarra el sostenimiento será a través de Split set de 5 y 7 pies espaciados cada uno de 1.2 x 1.2 mts. distribuidos en forma de tres bolillos + malla electrosoldada en terrenos muy fracturados o cuadros de madera donde requiera; en el caso de la Cuarcita el sostenimiento será con puntales de seguridad, en las partes donde requiera, hacer un buen control de perforación y voladura; y en el caso de la Granodiorita será cuando lo requiera.

Gómez, A. (2020). En su tesis "Evaluación técnica de Implementación de un Polvorín". Viña del Mar, Chile. Se determinó que se puede clasificar dentro de los 2 tipos de polvorín, ya sea fijos y móviles. Los cuales, por características de construcción, condiciones internas de almacén, instalaciones, elementos de seguridad para cada uno de estos y parámetros básicos de instalación, se puede diferenciar según su requerimiento. Donde se puede señalar que los polvorines móviles, sólo se pueden usar para transporte y uso temporal de explosivos, con una menor cantidad para el consumo. En caso contrario los almacenes fijos pueden almacenar una gran cantidad explosivos y de forma permanente, aunque se requiere una mayor inversión para su instalación e implementación. En tanto para la implantación de un polvorín de superficie se requiere una habilitación de un lugar especial dentro de la faena minera, los que por razones de

seguridad se puede usar con parapeto. Cabe destacar que para la instalación de cada uno de estos polvorines una minera, existe normas establecidas y supervisadas para su construcción e instalación, teniendo como prioridad la seguridad de todo los que se encuentre en la cercanía de un polvorín en caso de un accidente, siniestro o explosión no controlada. Otro punto importante es que, para el almacenaje de los explosivos dentro de un polvorín, jamás se pueden almacenar los explosivos primarios y secundarios juntos. La implementación de cualquier polvorín, queda condicionada a las condiciones y características de la minera según su necesidad.

1.2 Planteamiento de la realidad problemática

1.2.1. Descripción problemática

En el Perú, la mayoría de minas pertenecientes a la mediana minería tienen un polvorín principal en superficie. Estos en su mayoría con únicas vías de acceso, o sea sin vías alternas, lo que, sumado a tener más de una zona de explotación, estarían haciendo que estas vías tengan un tránsito recargado en horarios previos a las voladuras y a la salida del personal.

La construcción de un polvorín permanente interior mina disminuiría el tiempo de traslado de explosivos de superficie hacia los tajos de explotación, frentes de minado, zonas de voladura secundaria y plasteo, y mejoraría la productividad de las actividades relacionadas a la voladura de rocas.

Actualmente varias minas están en proceso de implementación de su polvorín permanente en interior mina, y otras que ya los tienen, en su mayoría presentan observaciones en su diseño por no estar alineados con la normativa actual y a las consideraciones técnicas existentes al respecto, por lo que, al ser fiscalizados por entidades competentes como Osinergmin, reciben observaciones, y además surge la probabilidad de exponer al personal que labora en o visita los polvorines a un accidente fatal.

Al ser un polvorín una labor de infraestructura de tipo permanente, se deberá priorizar su ejecución en zonas de regular a buena de calidad geomecánica para asegurar la estabilidad de la labor.

1.2.2. *Formulación del problema*

- ¿Se podrá establecer relaciones cualitativas entre la calidad geomecánica de la zona, la ejecución de los avances de la infraestructura, el sostenimiento y la aplicación de la normativa actual de tal forma que faciliten la ejecución, aseguren la estabilidad y optimicen el diseño de un polvorín subterráneo de características específicas?

1.3 Objetivo

- Establecer relaciones cualitativas entre la calidad geomecánica de la zona, la ejecución de los avances de la infraestructura, el sostenimiento y la aplicación de la normativa actual de tal forma que faciliten la ejecución, aseguren la estabilidad y optimicen el diseño de un polvorín subterráneo de características específicas.

1.4 Hipótesis

- Las relaciones establecidas entre la calidad geomecánica de la zona, la ejecución de los avances de la infraestructura, el sostenimiento y la aplicación de la normativa actual facilitan la ejecución, aseguran la estabilidad y optimizan el diseño de un polvorín subterráneo de características específicas.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Factor de seguridad

Osinergmin (2017) en su “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” nos dice que el enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería considera la relación entre la resistencia o soporte a la carga del sistema y la demanda o carga calculada actuando sobre el sistema. El factor de seguridad (FS) es una medición determinística de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda).

El factor de seguridad de una estructura se define como:

$$FS = \frac{C}{D} \quad (1)$$

Donde:

FS= Factor de Seguridad

C= Capacidad de soporte de carga del sistema

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres posibles escenarios:

Cuando $C > D$, luego $C/D > F > 1$ el sistema es estable.

Cuando $C < D$, luego $C/D < F < 1$ el sistema es inestable.

Cuando $C = D$, luego $C/D = F = 1$ el sistema está en equilibrio límite.

El valor de FS convencionalmente consiste en colocar un valor prescrito mínimo de aceptación del diseño basado principalmente en la experiencia. Los valores de FS considerados como mínimos se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 1

FS recomendados según plazo de estabilidad

Plazo	Rangos de FS
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3 - 1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1 - 1.3

Nota: “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” - Osinergmin 2017 se considera: CP<3 meses, 3 meses<MP<1año y LP>1 año

El grado de confiabilidad de la función de capacidad (C) depende de la variabilidad de los parámetros de la resistencia al corte de la masa rocosa, prueba de errores, procedimientos mineros, procedimientos de inspección, etc. Similarmente la función de demanda (D) incluye factores de fuerza de carga gravitacional de la masa rocosa, aceleración sísmica, esfuerzos circundantes y ubicación del nivel freático

2.2 Probabilidad de falla

Osinergmin (2017) en su “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” nos dice que el concepto de probabilidad de falla se emplea tomando en cuenta la variabilidad de las características de resistencia del macizo rocosos por tratarse de un material heterogéneo, no lineal y no elástico, son difíciles de ser representado por un único valor y por tanto el criterio de aceptación obtenido de un factor de seguridad tiene implícito un riesgo e incertidumbre y puede conducir a recomendaciones incorrectas.

La probabilidad de falla es una aproximación mayormente utilizada para dar una evaluación más racional del riesgo asociado a un diseño particular. Esto involucra una serie de cálculos en el que cada parámetro significativo varía sistemáticamente sobre su rango máximo creíble para determinar su influencia sobre el factor de seguridad. El valor promedio del FS no es un buen indicador de la probabilidad de falla. La probabilidad de falla es una función, no solo de promedios, sino también de variabilidad de los datos de entrada.

Los materiales naturales y sus atribuciones que se aplican en la minería son diferentes porque:

- Son complejos.
- Sus propiedades son raramente bien conocidas.
- Sus propiedades son muy variables en espacio y en tiempo (en el caso geomecánico).
- Las fuerzas actuantes sobre el sistema pueden ser complejas.

Hay dos opciones de uso de la probabilidad de falla PF,

- La opción 1 reconoce al FS como una variable al azar y busca la probabilidad de ser igual o menor que 1:

$$PF = P(FS) \leq 1 \quad (2)$$

- La opción 2 busca la probabilidad que la demanda (D) exceda la capacidad (C):

$$PF = P(C - D) \leq 0 \quad (3)$$

La primera opción a menudo es la más usada, pero usando ambas opciones se tiene tres atractivos particulares que son los siguientes:

- Permite la variabilidad en las funciones capacidad (C) y demanda (D) a ser tomadas en la probabilidad y ayuda a establecer el nivel de confiabilidad en el diseño. La confiabilidad de la estructura es la probabilidad del éxito. Así que, si la PF estimada es 20%, es confiable en un 80%, lo que refleja el nivel de confianza requerida para el diseño y etapa de construcción de desarrollo del proyecto.
- Es una escala lineal, ejemplo una PF de 10% es dos veces más grande de una PF de 5%.
- Es un parámetro esencial en el cálculo de riesgo donde el riesgo (R) es definido como:

$$R = PF \times (\text{Consecuencia de la falla}) \quad (4)$$

La confiabilidad de un sistema es interpretada como la probabilidad que podría producirse por al menos un periodo específico de tiempo y bajo condiciones específicas de operación, en otras palabras, la confiabilidad es la probabilidad del éxito. Un concepto alternativo de la confiabilidad, es la probabilidad que el factor de seguridad sea mayor o igual que 1.0:

$$R = 1 - PF \quad (5)$$

Este concepto es importante porque reconoce que, aunque un diseño puede tener un razonable valor de FS (basado en el valor promedio de las variedades), todavía existe

el riesgo de falla finito. Por ejemplo, una típica aplicación de mecánica de rocas, un $FS=1.2$ puede tener una PF de 20% a 30% (el diseño es solo 70% a 80% confiable).

Si es confiable al 95%, en términos de diseño significa:

- Interpretación estadística (basado en la asunción de incertidumbre sistemática): Si 100 túneles idénticos son construidos, se espera que 5 de ellos fallen.
- Interpretación basada en la variabilidad espacial: Si la longitud de túnel es 100 m, se puede esperar que 5 m de longitud de túnel falle.

Una probabilidad de falla de hasta 10% puede considerarse como aceptable, siempre y cuando los riesgos de falla sean conocidos y controlados apropiadamente.

2.3 Tiempo de autosostenimiento

Osinermin (2017) en su “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” nos dice que no es muy conocido el comportamiento que depende del tiempo de auto sostenimiento del macizo rocoso; sin embargo, la clasificación de Bieniawski (RMR), proporciona una idea muy realista del tiempo que permanecerá auto estable una excavación sin sostenimiento. Los daños en el macizo rocoso por la voladura, contribuyen a desestabilizar los hastiales de las excavaciones y disminuyen el tiempo de auto sostenimiento.

Recomendaciones:

- Incorporar el ábaco de auto sostenimiento en la tabla geomecánica del lugar, su interpretación debe ser conocida por todos los trabajadores.
- La instalación del sostenimiento en una excavación deberá realizarse antes que se cumpla el tiempo del auto sostenimiento.
- Ante el colapso de una estructura, la inspección debe verificar si el sostenimiento fue instalado oportunamente (Ej. ¿después de cuánto tiempo se colocó?).
- Tener en cuenta que después de realizar el sostenimiento, ya no es aplicable el ábaco de tiempo de auto sostenimiento.

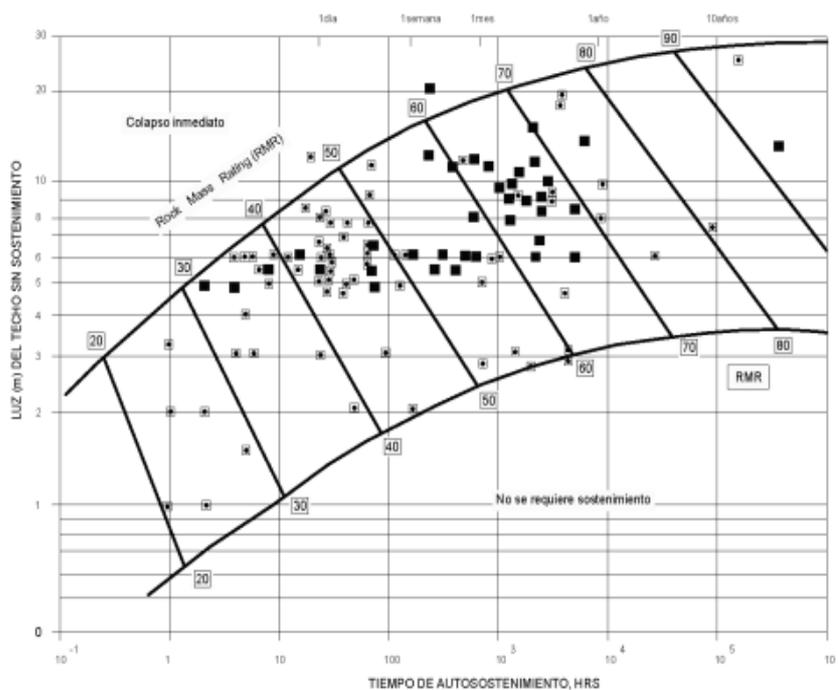
- La voladura no controlada podrá disminuir el tiempo de auto sostenimiento, por lo que es necesario optimizar el proceso de voladura a fin de minimizar el daño por caída de rocas.

Tiempo de auto sostenimiento (Bieniawski)

El sistema RMR propuesto por Bieniawski correlaciona la luz o ancho de la excavación (span) con el tiempo de auto sostenimiento (*stand up time*).

Figura 1

Tiempo de autosostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989)



Fuente: “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” - Osinergrmin 2017

Si al ingresar a la gráfica (Span/ESR vs RMR) se obtiene un tiempo de auto sostenimiento menor o igual a 20 horas, se deberá aplicar el artículo 213° del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, el cual establece el principio de labor avanzada, labor sostenida.

2.4 Criterios de diseño

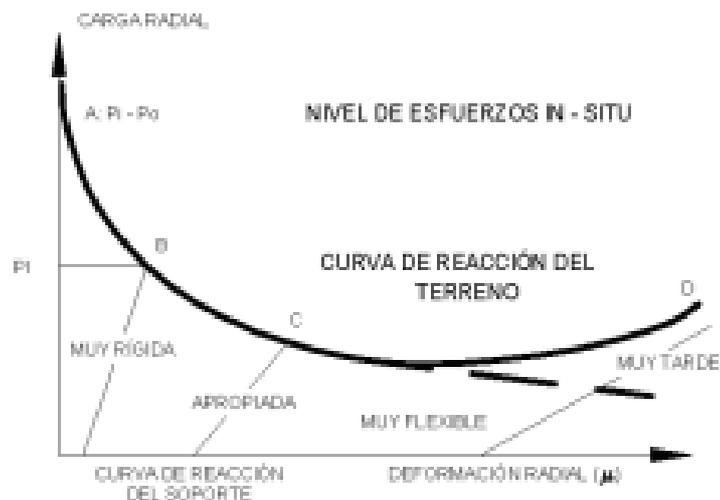
Osinergrmin (2017) en su “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” nos dice que son 5 los métodos a considerar:

2.4.1. Método analítico

El método más utilizado es el de interacción entre la curva característica del macizo rocoso y del sostenimiento. En la figura 9-1, el punto A representa el estado de equilibrio del perfil transversal de la galería antes de la excavación ($P_i = P_o$). Al realizarse la excavación, la curva de reacción de la roca desciende hasta un determinado valor de deformación. Para controlar la deformación radial se requiere un sostenimiento que comunique una presión radial P_i . El Punto B representa la presión de soporte con un sostenimiento muy rígido, y el punto C otro sistema de soporte más apropiado con el cual se alcanza el equilibrio entre las presiones de la roca y de soporte. El punto D representa un soporte instalado después de que la roca ha sufrido una fuerte deformación o el sostenimiento es muy flexible y no es capaz de controlar la deformación, situación que crea condiciones inestables a la estructura. Si las curvas de interacción de la roca y del soporte no se interceptan se producirá el colapso de la estructura (SNGM, 2002).

Figura 2

Curva Característica Reacción del Terreno



Fuente: "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas" - Osinergmin 2017

2.4.2. Método empírico Sistema Q

El gráfico de sostenimiento del Sistema Q fue desarrollado por Barton (1974). Ha tenido dos revisiones principales: en 1993 se actualizó tomando como base 1050 casos de excavaciones, principalmente en Noruega (Grimstad y Barton, 1993); en 2002 se actualizó

basándose en 900 nuevos casos de excavaciones en Noruega, Suiza e India. Esta actualización también incluyó una investigación analítica respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados de concreto lanzado (RRS) como función de la carga y de la calidad del macizo rocoso (Grimstad, 2002), siendo la última versión del gráfico de sostenimiento la que afinó Grimstad (2007). La figura 9-2 constituye la actualización más reciente del Sistema Q, y muestra las recomendaciones de sostenimiento (espesor del concreto lanzado reforzado con fibra (Sfr), el espaciamiento entre pernos y la longitud entre los mismos).

Energía de absorción del concreto lanzado reforzado con fibra (Sfr)

En el gráfico de sostenimiento se han incluido las clases de energía de absorción basándose en las deformaciones esperadas de las diferentes calidades del macizo rocoso. Estas clases de energía corresponden a energías de absorción definidas por las normas EFNARC y publicadas por NB (2011). (Ver tabla siguiente)

Tabla 2

Energía de absorción basada en pruebas a paneles (NB, 2011)

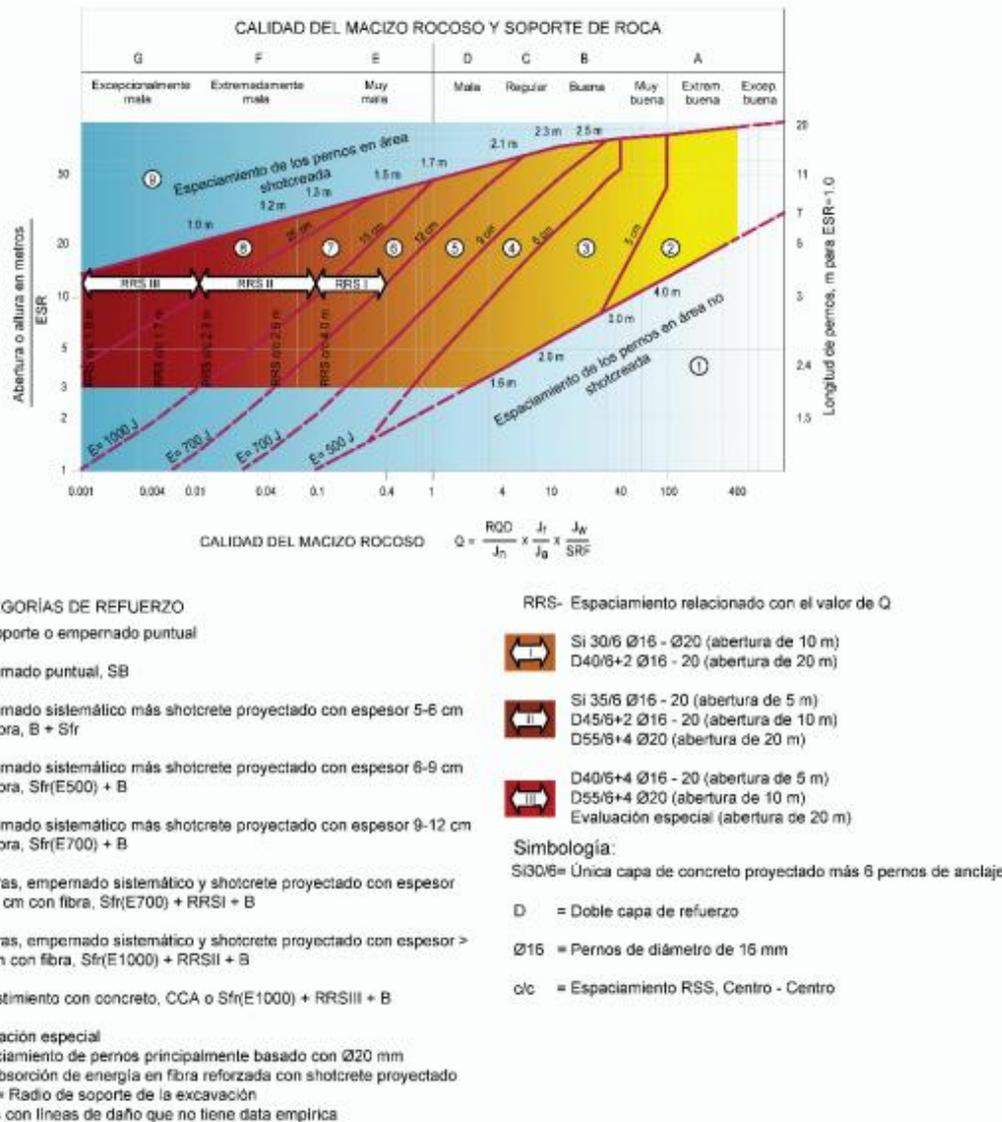
Clase de Energía de absorción	Mínimo de Energía de Absorción (Joule)
E500	500
E700	700
E1000	1000

Nota: "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas" - Osinergmin 2017

La mayoría de casos del gráfico de sostenimiento del Sistema Q son principalmente de roca dura, con juntas, incluyendo zonas de debilidad. Hay pocos casos de roca suave o sin juntas. En la evaluación de sostenimiento en este tipo de rocas se deben considerar otros métodos adicionales al Sistema Q para el diseño de sostenimiento.

Figura 3

Gráfico de Sostenimiento del Sistema Q



Fuente: "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas" - Osinergmin 2017

2.4.3. Método de "Peso muerto"

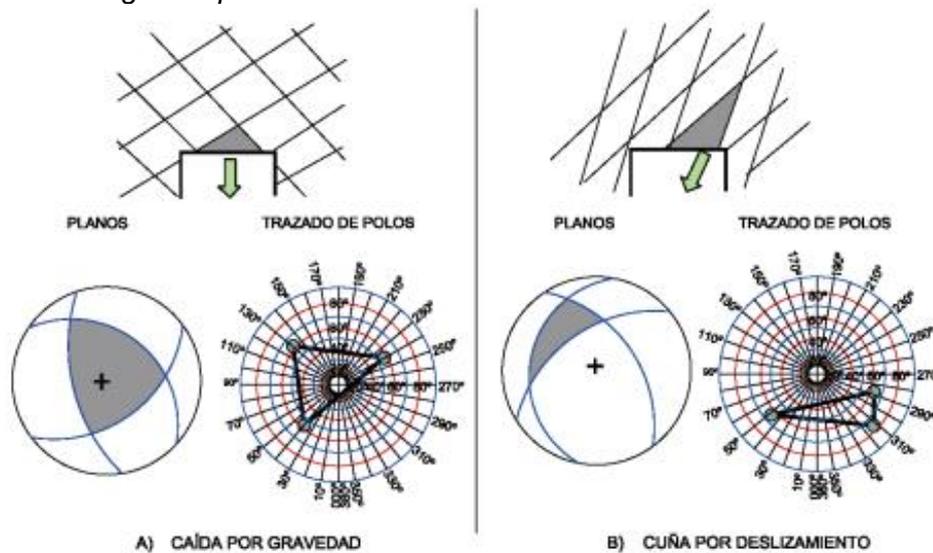
Una metodología desarrollada por Rimas Pakalnis (Pakalnis, 2008) detalla un enfoque analítico e incorpora el cálculo de factor de seguridad para una excavación minera. Este enfoque es usado para evaluar el potencial de una estructura adversa empleando un enfoque analítico, como el proporcionado por el software "Unwedge" (Rocscience, 2008). La evaluación inicial consiste en analizar si es posible la formación de una cuña de "peso muerto", para esto se emplea un análisis sencillo en un estereograma (ver Figura 9-4). Si los círculos máximos ("Triángulo") de las familias de discontinuidades encierran al centro,

es posible una caída por la fuerza de gravedad. En el caso contrario, si los círculos máximos no encierran al centro, ocurrirá un deslizamiento de cuña.

Una vez que se ha identificado que puede ocurrir una caída de cuña por gravedad (peso muerto), se puede estimar conservadoramente que la altura del bloque o cuña es 0.5 el ancho de la excavación (ver Figura 9-5). Investigaciones de Beauchamp (2006) y de MacLaughlin (2005), indican que la profundidad de cuña que colapsa es de 0.3 a 0.5 veces el ancho de la excavación, basado en casos de techos colapsados y modelados numéricamente. Sin embargo, a veces se presentan estructuras adversas en el macizo rocoso, que se deben evaluar analíticamente (por ejemplo: Unwedge).

Figura 4

Análisis Estereográfico para evaluar caída de cuña



Fuente: "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas" - Osinergmin 2017

Figura 5

Análisis de "Peso Muerto"



Fuente: "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas" - Osinergmin 2017

2.4.4. Método de sostenimiento dinámico con pernos de anclaje

El sostenimiento bajo condiciones de altos esfuerzos inducidos (actividad micro sísmica y/o estallido de rocas), debe ser capaz de contener los bloques de roca eyectados (por el evento micro sísmico) desde los hastiales y/o techo de la excavación. Generalmente se emplea el sistema perno y malla para retener los bloques que se encuentran entre perno y perno. Los parámetros magnitud de microsismo y distancia del evento a la zona a sostener (R), son obtenidos del monitoreo micro sísmico. Para el cálculo del soporte, se procederá de la siguiente manera:

- La magnitud y la distancia R (m) es proporcionada por la vigilancia sísmica de la mina. (R es la distancia entre el hipocentro y el hastial del túnel afectado).
- Determine la velocidad pico partícula de la vibración PPV (mm/s), en función de la magnitud del microsismo y de la distancia hipocentral usando el criterio de Rockburst Handbook for Ontario Hardrock Mines.

- Conociendo la PPV, determine la energía cinética E_c (kJ) comunicada a un bloque de roca de 1m³ de volumen (1 m² x 1 m de espesor), por el evento sísmico, donde ρ es la densidad de la roca.

$$E_c = 0.5 \times \rho \times PPV^2 \quad (6)$$

- Sume las capacidades de absorción de energía del sistema de soporte que empleará, divida esta suma entre E_c , el cociente es el factor de seguridad (FS) del sostenimiento, el FS deberá ser mayor al valor de 1.5.

$$FS = \frac{E_{c.perno} + E_{c.malla} \dots + E_{c.otros}}{E_c} \quad (7)$$

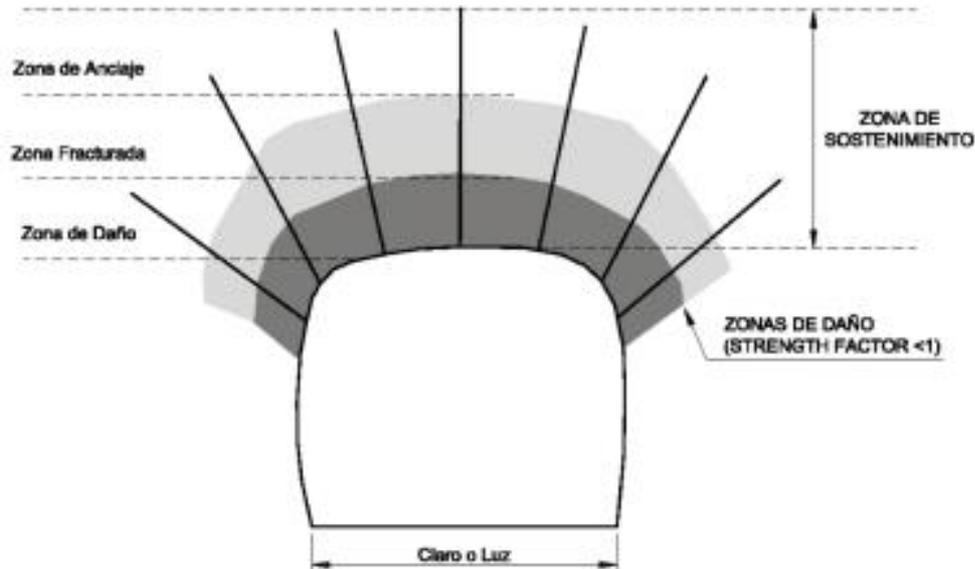
2.4.5. Métodos numéricos

El diseño de sostenimiento mediante el uso de métodos numéricos es realizado típicamente mediante el análisis de esfuerzos alrededor de las excavaciones subterráneas (Figura 9-6), esto se puede realizar identificando las zonas de daño alrededor de las excavaciones (ej. Strength Factor < 1) donde existe requerimiento de sostenimiento. Los análisis con métodos numéricos pueden ser simplificados (análisis elásticos lineales en dos dimensiones) o complejos (análisis no lineales en tres dimensiones), como los mostrados por Beck & Duplancic (2005) y Beck (2010). Las principales características de los análisis numéricos en mención son mostradas en la Tabla 9-2, donde se incluye un análisis intermedio que utiliza análisis elásticos lineales en 3D (Wiles, 2004).

El tipo de análisis a utilizar debe ser sustentado mediante el estudio de las características específicas del modelo geomecánico del sitio y de los mecanismos de falla según las consideraciones para métodos numéricos presentadas en el Capítulo 7.2 de esta guía. Es importante mencionar que el proceso de calibración del modelo representa la etapa más crítica en el uso de métodos numéricos. Este proceso debe ser desarrollado mediante la realización de análisis retrospectivos y/o la incorporación en el modelo de observaciones in situ en conjunto con una experiencia adecuada; idealmente se recomienda el uso de datos documentados de monitoreo del comportamiento del macizo rocoso (Pardo & Villaescusa, 2012).

Figura 6

Modelación de la zona de daño alrededor de una excavación



Fuente: "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas" - Osinergmin 2017

En el caso específico de análisis de mecanismos de falla inducidos por deformaciones o altas concentraciones, el uso de métodos numéricos típicamente requiere de la estimación de los esfuerzos in situ, la resistencia y las propiedades de deformación de la roca. Los métodos recomendados para este tipo de análisis son: Elementos Finitos (FEM) y Elementos de Borde (BEM). Mayor referencia es presentada en el Capítulo 7 de esta guía.

Por otra parte, en macizos rocosos estructuralmente controlados, el rango de tamaños y formas de bloques críticos a ser soportados por el sostenimiento depende principalmente del análisis de los parámetros estructurales de las discontinuidades presentes: orientación, persistencia y espaciamiento. Se pueden usar métodos numéricos discontinuos (DEM), como los incorporados en los softwares UDEC, 3DEC (Itasca, 2015), SAFEX (Thompson, 2002), para el análisis de la cinemática de bloques generados por el arreglo estructural y su interacción con la modelación del mecanismo de falla, redistribución de esfuerzos y efectos de sostenimiento. Adicionalmente, el uso de métodos numéricos en estos casos permite la incorporación de conceptos probabilísticos relativamente nuevos,

tales como Redes de Fracturas Discretas (DFN). La metodología DEM ha sido descrita en el Capítulo 7 de esta guía.

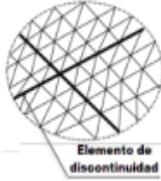
2.5 Modelos numéricos

Osinergmin (2017) en su “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” nos dice que la industria minera actual valida el uso de los métodos numéricos en conjunto con los métodos analíticos como herramientas de análisis para la toma de decisiones relacionadas al diseño minero y secuencia de minado, diseño y dimensionamiento de estructuras tales como accesos, pilares, tajeos, sostenimiento, entre otros. Los métodos con mayor aceptación en la industria para modelar macizos rocosos (Jing, 2003) son presentados en la siguiente tabla, donde se incluye una descripción resumida del enfoque de cada método, sus principales características, recomendaciones de uso y algunos ejemplos de códigos comerciales que han implementado métodos numéricos.

Se recomienda remitirse a Brady & Brown (2005), Jing (2003), entre otros autores para obtener el detalle técnico y sustento matemático de cada método numérico mencionado en la tabla 1.

Tabla 3

Métodos numéricos

		MACIZO ROCOSO FRACTURADO			RECOMENDACIÓN DE USO	
MÉTODOS	ENFOQUE	MODELO GEOMECÁNICO	REPRESENTACIÓN 2D	CARACTERÍSTICAS		
MÉTODOS CONTINUOS	Elementos finitos (FEM)	El macizo rocoso (MR) se interpreta como un conjunto continuo interceptado por una serie de discontinuidades que son representados como elementos de discontinuidad.		Es tal vez el método más usado y aceptado con mayor tiempo de investigación en la literatura para modelar más heterogéneas y de comportamiento no literal con la posibilidad de asignar diferentes propiedades de material a diferentes elementos.	Recomendado en geometrías complejas no homogéneas y materiales con geometrías no lineales. Óptimo para análisis a escala global y local. 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.	PHASE2(RS2), RS3, ABAQUS, ANSYS
	Diferencias finitas (FDM)	Estos métodos son recomendados para analizar mecanismos de falta inducidos por esfuerzos alrededor de la excavación (Brown, 1967)		El método opera mediante la discretización de los límites en un número finito de elementos de borde. Su principal ventaja radica en la eficiencia de tiempo requerido por la computadora para resolver las ecuaciones, particularmente en modelación 3D. La solución del problema se realiza enteramente en términos de valores superficiales de tracción y desplazamiento.	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)	FLAC, FRAC3D
	Elementos de Borde (BEM)	El MR se interpreta como un arreglo/conjunto de bloques independientes que interactúan a través de discontinuidades deformables, estos				
MÉTODOS DISCONTINUOS	Elementos discretos (DEM)			Eficiente para analizar sistemas con comportamiento no lineales complejos no homogéneas o con una gran cantidad de fracturas.	Recomendado para analizar inestabilidades con control estructural, análisis de fallas, caving, entre otros. Su uso es ideal cuando se requiera	UDEEC, 3DEC, PFC, PFC3D

bloques pueden ser analizados como rígidos o deformables (Brown, 1987).



Análisis 2D solo pueden ser usados en estudios generales de estabilidad o cuando las orientaciones de las estructuras estudiadas permitan realizar simplificaciones, de lo contrario, es indispensable el uso de un análisis 3D (Jing, 2003).

analizar movimientos de bloques de roca independientes. Ideal para analizar deslizamientos, separaciones de elementos y grandes deformaciones que puedan ocurrir en el modelo.

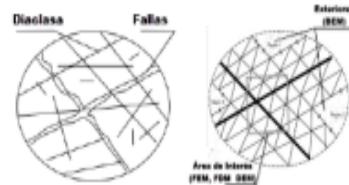
Redes de fracturas discretas (DFN) El DFN está enfocado en representar explícitamente (de forma más realista) el patrón estructural existente en el macizo rocoso.

Su capacidad de representar las estructuras es limitada en modelos 2D, se recomienda su utilización en modelos 3D. Su aplicación en la práctica ha sido utilizada en la generación del macizo rocosos sintético (SRM), concepto desarrollado por Mas Ivars and Potyondy (2007)

Su uso tiene cada vez mayor aceptación ya que puede ser incluido en el FEM, BEM, DEM o métodos híbridos. Recomendados cuando se requiera analizar el fracturamiento de la roca.

FracMan, DFN.

Híbrido FEM/BEM El MR puede ser analizado como un medio continuo o discontinuo dependiendo de la escala de análisis



El BEM es comúnmente usado para modelar la roca en la zona más externa de las excavaciones como materiales no lineal o fracturado alrededor de la excavación donde se requiere que las fracturas incluyendo sus propiedades, sean ingresadas explícitamente.

Su uso es recomendado cuando la escala que se requiere 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).

ELFEN

Híbrido FEM/DEM

Fuente: "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas" - Osinergmin 2017

La selección del método a utilizar está directamente asociada al tipo de mecanismo de falla que se requiera analizar. Para determinar el alcance y detalle que requiere el modelo numérico a desarrollar también se debe considerar el criterio de aceptabilidad, en términos de riesgo, que cada mina está dispuesta a aceptar.

Consideraciones generales

En líneas generales, los métodos numéricos son usados para resolver relaciones de esfuerzo-deformación en geomecánica que no pueden ser resueltas analíticamente. Esto puede ocurrir cuando se presentan las siguientes condiciones (Brown, 1987):

- Las condiciones de borde, incluyendo la geometría de las estructuras a analizar no pueden ser descritas por funciones matemáticas simplificadas.
- Las ecuaciones diferenciales parciales que gobiernan el sistema a analizar no son lineales.
- El problema incluye sectores no homogéneos y discontinuos.
- Las ecuaciones constitutivas del macizo rocoso son no lineales o complejas.

Finalmente, en el estado actual de la práctica, la utilización de métodos numéricos aplicados al diseño de excavaciones mineras subterráneas debe considerar lo siguiente:

- Los métodos numéricos no deben sustituir, sino complementar al resto de técnicas de diseño de obras subterráneas.
- Resulta indispensable la calibración del modelo numérico mediante análisis retrospectivos y el uso de datos de monitoreo geotécnico; en general, el modelo debe ser contrastado y representar lo observado en la mina. La calibración del modelo y la actualización de las propiedades en los modelos se debe realizar periódicamente, ya que de esto depende la representatividad del modelo y la validación de las estimaciones realizadas.
- Se requiere de una consideración especial de las incertidumbres de los datos de entrada en el modelo (propiedades del macizo rocoso).

La obtención de estos parámetros está limitada a la disponibilidad de datos geotécnicos del macizo rocoso y sostenimiento.

Tabla 4

Software geomecánico – Métodos numéricos

	Métodos	Software	Recomendaciones de uso
Métodos continuos	Elementos finitos (FM)	PHASE2(RS2), RS3, ABAQUS, ANSYS	Recomendado en geometría compleja 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 homogéneo. 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 inestabilidad con control estructural, análisis de fallas caving, entre otros. Su uso es ideal cuando se requiera analizar movimientos de bloques e 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
Métodos Híbridos / Discontinuos	Híbrido FEM/BEM	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 Loring and Brady (1982, 1984, 1986) y Lemos (1987)
	Híbrido BEM/DEM		
	Híbrido FEM/DEM		

Nota: “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas” - Osinergmin 2017

2.6 Diseño de pilares

Javier Vallejos (2017) en el Diploma de Postítulo Geomecánica Aplicada al Diseño Minero Módulo 3 “Dimensionamiento de Pilares y Losas” nos dice sobre el diseño de pilares:

Elementos claves para el diseño de pilares:

- Resistencia del pilar, S_p (fórmulas empíricas, modelos numéricos)
- Carga en el pilar, O_p
- Aceptabilidad del diseño, $FS = S_p/O_p$
- Características de carga-desplazamiento de los pilares (post-peak) y del sistema de carga (mina)
- Características geológicas de la mina
- Geometría del cuerpo mineralizado
- Modo de falla de pilar
- Daño por tronadura

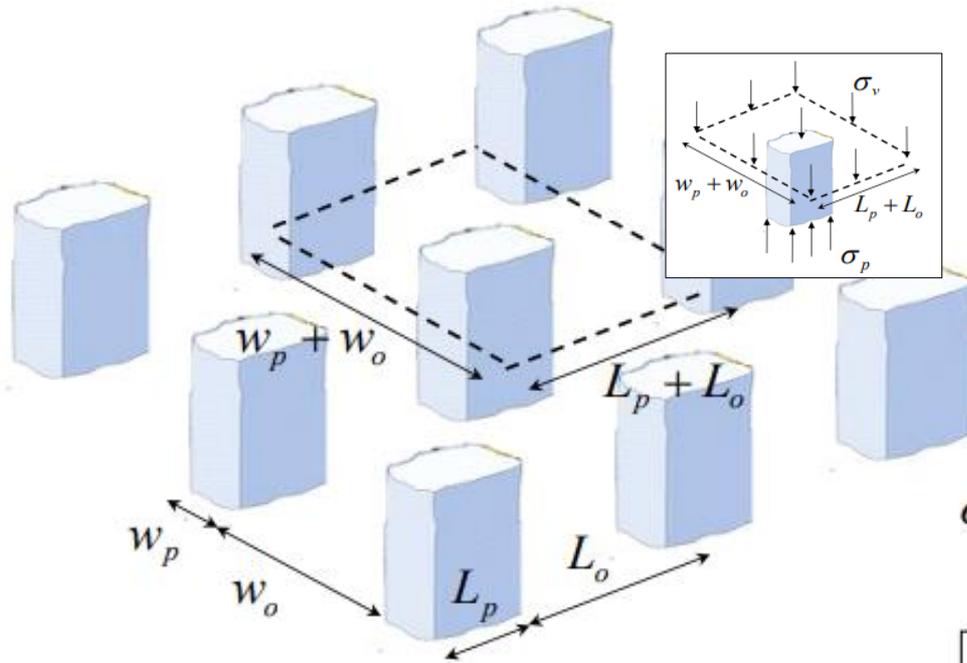
2.6.1. Estimación de Cargas

Área tributaria

- Necesario determinar la carga y la distribución de cargas en el pilar
- El método más sencillo para determinar la carga en el pilar es el concepto del área tributaria
- El método es razonable cuando el layout de pilares es extensivo. Si no, la estimación de la carga es en general alta, ya que no incluye la transferencia de esfuerzos a los abutments

Figura 7

Esfuerzos sobre pilares – Área Tributaria



Fuente: Diploma de Postítulo Geomecánica Aplicada al Diseño Minero Modulo 3 "Dimensionamiento de Pilares y Losas" - Javier Vallejos (2017)

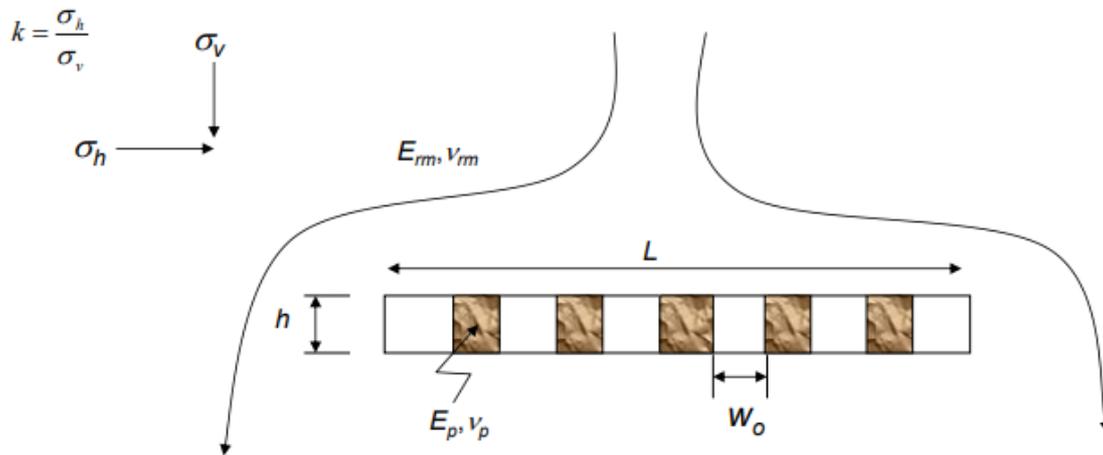
$$\sigma_p = \sigma_v \times \frac{(W_o + W_p)(L_o + L_p)}{W_p \times L_p} \quad (8)$$

Pilares Profundos

- Área tributaria:
 - Asume que el área es extensiva y a baja profundidad
 - Ignora propiedades de deformación de la roca circundante relativo a la roca que compone los pilares
- Cuando la profundidad es significativamente mayor que el ancho de los paneles, cierta parte de los esfuerzos verticales se desvía hacia el contorno del área abierta (bordes del yacimiento).
- Coates (1981) resolvió parte de este problema basándose en la teoría de la elasticidad en 2D

Figura 8

Esfuerzos sobre pilares – Pilares Profundos



Fuente: Diploma de Postítulo Geomecánica Aplicada al Diseño Minero Modulo 3 "Dimensionamiento de Pilares y Losas" - Javier Vallejos (2017)

$$\frac{\sigma_p}{\sigma_v} = \frac{2r\left(1 + \frac{h}{L}\right) - k\left(\frac{h}{L}\right)\left(1 - Vrm + Vp\left(\frac{1 - \nu_p^2}{1 - \nu_{rm}^2}\right)\left(\frac{E_{rm}}{E_p}\right)\right)}{\left(\frac{h}{L}\right)\left(\frac{1 - \nu_p}{1 - \nu_{rm}}\right)\left(\frac{E_{rm}}{E_p}\right) + 2(1 - r)\left(1 - \frac{h}{L}\right) + 2r\left(\frac{W_o}{L}\right)\left(\frac{1 - Vrm}{\pi}\right)} + 1 \quad (9)$$

$$V = \frac{\nu}{1 - \nu} \quad (10)$$

\$h\$ = es la altura del pilar (m)

\$L\$ = extensión lateral del yacimiento

\$k\$ = razón entre esfuerzos horizontales y verticales

\$E\$ = modulo de Young (rm= rock mass; p= pilar)

\$\nu\$ = modulo de Poisson (rm= rock mass; p= pilar)

\$r\$ = razón de extracción = \$W_o / (W_o + W_p)\$

\$W_o\$ = ancho de la excavación

2.6.2. Resistencia de pilares

- Uno de los principales métodos utilizados para estimar la resistencia de pilares es back-análisis (Gale, 1999).
- Este método empírico requiere datos de terreno donde se han observado fallas en pilares. Posteriormente se ajusta un criterio de falla a estos datos
- La mayoría de los casos han sido recolectados en minas de carbón (Salamon and Munro, 1967; Mark, 1999)

- Estudios limitados han sido realizados en pilares en roca competente. La mayoría de los casos de estos estudios corresponde a pilares tipo muro (rib pillars)
- Las fórmulas no deben ser utilizadas para ambientes mineros y geometrías para las que no han sido calibradas

Los criterios de falla empíricos adoptan la siguiente forma:

$$S_p = S_o \left(A + B \left(\frac{W_p^\alpha}{h^\beta} \right) \right) \quad (11)$$

Donde:

S_p : resistencia del pilar

S_o : relacionada con la resistencia del material del pilar

W_p : ancho de pilar

h : altura del pilar

A, B, α, β : Constantes derivadas del ajuste

Lunder & Pakalnis (1994)

Roca competente

$$S_p = K \times UCS \times (C_1 + C_2 \times k) \quad (12)$$

Donde:

K : factor de tamaño del macizo rocoso 0,30 – 0,51 en promedio 0,44 (de 178 observaciones de pilares en roca dura)

UCS : resistencia a la compresión uniaxial roca intacta (MPa)

C_1, C_2 : constantes de ajuste iguales a 0,68 y 0,52 respectivamente

k : factor que representa la resistencia del pilar debido a fricción

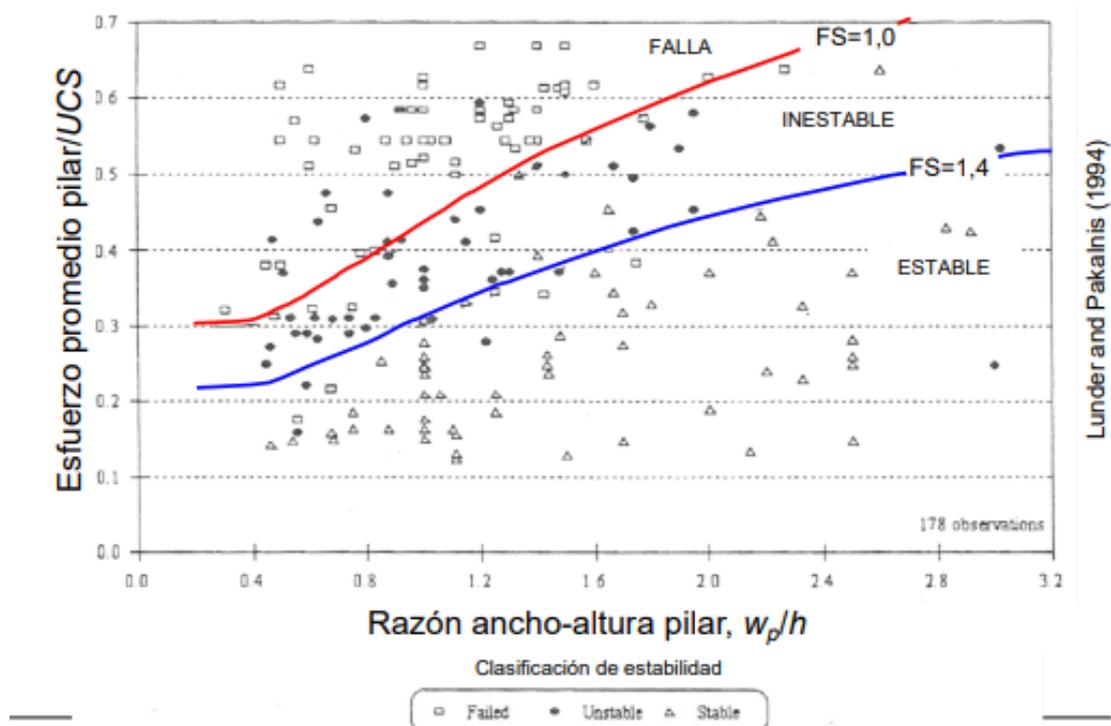
$$S_p = 0.44 \times UCS \times (0.68 + 0.52 \times k) \quad (13)$$

$$k = \tan\left(\arccos\left(\frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}}\right)\right) \quad (14)$$

$$C_{pav} = 0.46 \times \left(\log\left(\frac{W_p}{h} + 0.75\right)\right)^{\frac{1.4}{W_p/h}} \quad (15)$$

Figura 9

Gráfico Estabilidad de Pilares – Lunder and Pakalnis (1994)



Fuente: Diploma de Postítulo Geomecánica Aplicada al Diseño Minero Modulo 3 "Dimensionamiento de Pilares y Losas" - Javier Vallejos (2017)

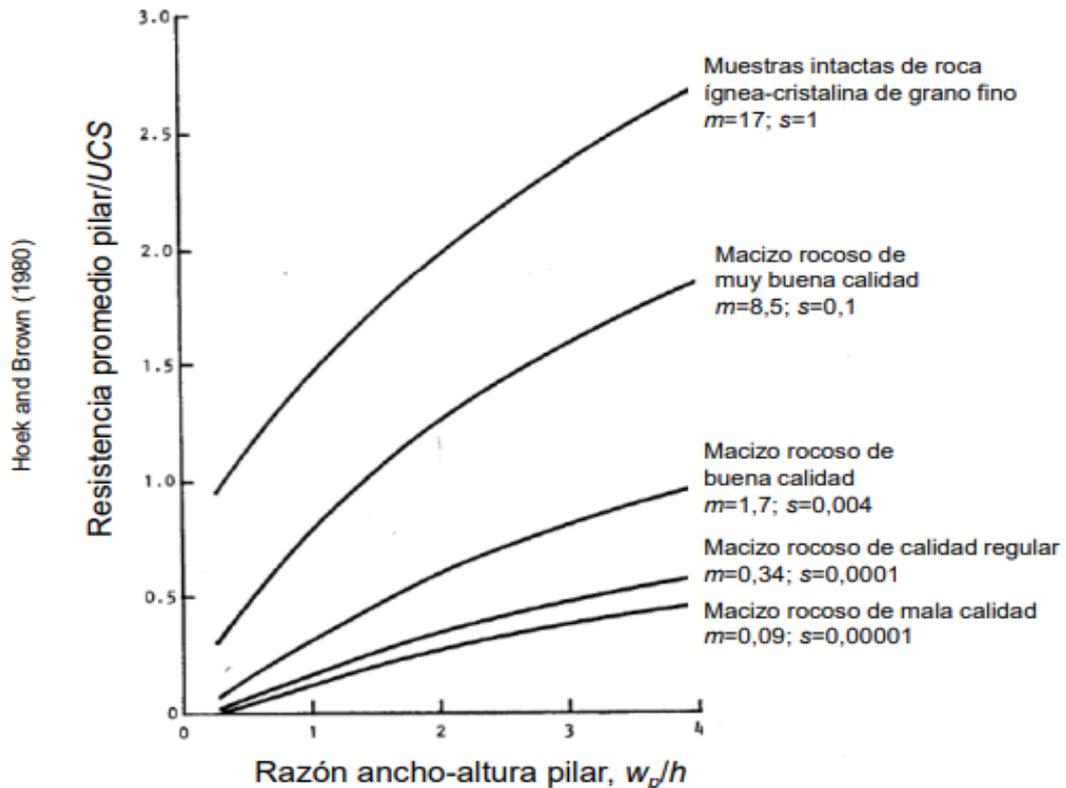
Criterio de falla Hoek and Brown (1980)

- Hoek and Brown (1980) desarrollaron curvas de resistencia de pilares basándose en su criterio de falla y la distribución de esfuerzo dentro de pilares obtenida de modelos numéricos elásticos 2D
- Se asume que la falla del pilar ocurre cuando el factor de seguridad promedio en el núcleo del pilar es menor a uno
- Las curvas de resistencia fueron desarrolladas para macizos rocosos cristalinos ígneos de diferentes calidades

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(mb \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + S \right)^a \quad (16)$$

Figura 10

Curvas de Resistencia – Hoek and Brown (1980)



Fuente: Diploma de Postítulo Geomecánica Aplicada al Diseño Minero Modulo 3 “Dimensionamiento de Pilares y Losas” - Javier Vallejos (2017)

2.7 Características de construcción de polvorines subterráneos y polvorines Semienterrados

Sucamec (2021) en su “Directiva que regula las Condiciones, Características y Medidas de Seguridad de las Instalaciones de Almacenamiento de Explosivos Materiales Relacionados” nos dice hay dos tipos de polvorines:

2.7.1. Polvorines permanentes

- Un polvorín subterráneo debe ubicarse en lugares aislados que no sirvan de paso para otra actividad distinta al almacenamiento de EMR. Asimismo, deben ubicarse de forma que en caso de explosión o incendio los humos no sean arrastrados, por la corriente de ventilación, a lugares ocupados por trabajadores.
- La ubicación de un polvorín subterráneo debe ser una excavación realizada en ángulo recto respecto a la galería de acceso y a una distancia de la entrada o boca

del socavón o de otros polvorines, las mismas que deben ser determinadas al aplicar lo dispuesto en el numeral 7.8.2 (distancias de seguridad en polvorines subterráneos y semienterrados) de la presente directiva. En el caso de construirse polvorines subterráneos en filas, estos no deben disponerse uno frente a otro.

- Si la cantidad almacenada en un polvorín subterráneo es superior a los 100 kg expresados en kg de dinamita 60%, el polvorín debe contar con una excavación frente a este que servirá como cámara de expansión de gases producto de una eventual explosión; cuyas dimensiones respecto al ancho y altura deben ser mayor o igual al del polvorín; y con una longitud mínima de 3 m.
- La zona destinada para el polvorín y la galería de acceso deben presentar una completa garantía de seguridad contra derrumbes
- El piso debe ser de cemento pulido no poroso adecuadamente sellado u otro material que no genere chispas, sin grietas e impermeable y lo suficientemente resistente para soportar el peso de cantidad máxima a ser almacenada. Debe ser de superficie lisa adecuadamente sellada para evitar la acumulación de polvos explosivos en las uniones.
- Deben tener ductos de ventilación con salida al exterior que permitan la normal circulación del aire, u otro sistema adecuado de renovación de aire del ambiente y su instalación debe estar situada fuera del polvorín.
- El ingreso de aire será a través de ventanillas protegidas externamente con mallas metálicas con pintura anticorrosiva.
- La puerta debe ser metal protegida de la oxidación con pintura anticorrosivas, acreditado, acreditado con un documento de aplicación de vigencia no mayor a un año de antigüedad, y revestida en su interior de madera con tratamiento ignífugo. La puerta debe estar situada en la desembocadura y rebatir hacia afuera del polvorín y las cerraduras deben contar con candados.

- El acceso al polvorín debe contar con doble puerta de fierro u otro metal, la primera puerta refiere al acceso a la zona del polvorín y la segunda puerta es la que corresponde al polvorín propiamente dicho.
- La iluminación debe estar fuera del polvorín, cuando la iluminación es en el interior las fuentes de luz serán siempre frías y sus componentes deben ser de material incombustible. La colocación y protección de fuente de luz debe evitar la acumulación de polvo.
- Los interruptores deben ser a prueba de chispa, ubicarse fuera de los polvorines y todo cableado eléctrico debe encontrarse entubado en material galvanizado. En todos los casos, el responsable de la instalación debe ser un ingeniero colegiado y habilitado, quien dará la conformidad de la misma.
- Tener un sistema de alarma sonora y luminosa; y debe ubicarse fuera del polvorín.
- Tener un sistema de puesta a tierra para la eliminación de corrientes estáticas al cual deben estar conectados todas las partes metálicas, pudiendo ser de cobre u otro material conductor; además el responsable de la instalación debe ser un ingeniero colegiado, habilitado y competente, quien dará la conformidad de la misma. Asimismo, el mantenimiento de este debe ser anual.
- Se debe colocar un equipo de eliminación de electricidad estática, pudiendo ser una plancha metálica colocada en el suelo o una barra metálica; deben ubicarse a la entrada del polvorín y estar conectadas al sistema de puesta a tierra.
- Ningún material que produzca chispas debe estar expuesto al contacto con los EMR. Todos los clavos de metal ferroso o medios metálicos de fijación en el piso y en las paredes que estén expuestos al contacto con los EMR, deben estar clavados a ciegas, contra hundidos o cubiertos con material que no produzca chispas.
- En general, la aplicación del tratamiento ignífugo y anticorrosivo tiene una vigencia de un año. Cuando previa inspección de la instalación se verifique el deterioro prematuro, se debe realizar un nuevo tratamiento.

- Los sistemas de puesta a tierra y alarma sonora y luminosa, deben contar con el menos un (01) mantenimiento anual para el correcto funcionamiento y se debe evidenciar los registros correspondientes del mismo.

2.7.2. Polvorines provisionales

Un polvorín provisional subterráneo es lo mismo que un polvorín auxiliar subterráneo y debe cumplir con lo establecido en los establecido en los literales f) al s) del numeral 7.4.1 de la presente Directiva; además de los señalado en el Reglamento de Seguridad Y Salud Ocupacional En minería, el cual indica:

- No debe contener una cantidad de explosivos mayor que la necesaria para 24 horas de trabajo
- Estar ubicados fuera de las vías de tránsito del personal y a una distancia de las instalaciones subterráneas no inferior a 10 m en línea recta.
- Todo polvorín provisional subterráneo debe tener un polvorín permanente. El polvorín permanente debe estar ubicado a una distancia que permita el traslado de saldos de EMR dentro de la jornada laboral.
- Estos polvorines deben cumplir los mismos requisitos que los polvorines permanentes, en relación a la compatibilidad, seguridad, resguardo, evitar su exposición a altas temperaturas, humedad entre otros.

2.8 Medidas mínimas de seguridad en polvorines permanentes, polvorines provisionales y polvorines móviles

Sucamec (2021) en su “Directiva que regula las Condiciones, Características y Medidas de Seguridad de las Instalaciones de Almacenamiento de Explosivos Materiales Relacionados” nos dice:

- Los EMR deben estar contenidos al interior de recipientes como cajas, sacos, tambores, bolsas u otro recipiente apropiado para su preservación durante el almacenamiento.

- El almacenamiento se debe realizar teniendo en cuenta lo establecido en la tabla de compatibilidad del anexo N° 01 “Tabla de compatibilidad de Explosivos y Materiales Relacionados” dispuesto en la directiva vigente de “Clasificación y compatibilidad y explosivos materiales relacionados”, para la manipulación también se deben considerar las divisiones de riesgo conforme al anexo N° 03 de la presente directiva; así como lo detallado en las hojas de seguridad de los EMR, las cuales deben estar ubicadas en un lugar visible para libre disponibilidad de manipulador.
- La capacidad de almacenamiento de debe ubicar en un lugar visible y debe ser expresado en toneladas (t), kilogramos (kg), metros (m) o unidades; según corresponda de cada uno de los productos a almacenar. Asimismo, se debe exhibir la capacidad de total de almacenamiento del polvorín en toneladas de dinamita 60% o kilogramos de dinamita 60%, según sea más conveniente.
- Las denominaciones genéricas de los EMR que contiene cada polvorín, deben estar identificadas con letreros visibles
- Debe utilizarse pallets de madera contratamiento ignifugo, acreditado con documento de aplicación de vigencia no mayor a un año de antigüedad, y con una altura libre no menor a 10 cm del piso para evitar la absorción de a la humedad. También se pueden utilizar anaqueles de madera con tratamiento ignifugo. El administrado debe sustentar la aplicación del tratamiento ignifugo, debiendo tener esta ultima una vigencia no mayor a un año de antigüedad.
- Altura máxima de apilamiento es de 1.8 m y tener una separación mínima del techo de 60 cm, siempre teniendo en cuenta que no se produzcas deformaciones de las cajas ubicadas en la parte inferior de la pila.
- La forma de almacenamiento en polvorines de material noble, debe realizarse manteniendo una separación mínima de 80 cm con respecto a la pared más próxima y 5 cm como mínimo entre pallets para diferentes productos compatibles.

- La forma del almacenamiento en polvorines tipo contenedor debe realizarse manteniendo las siguientes distancias mínimas internas, desde los productos almacenados hacia:
 - La pared de la puerta y la pared adyacente a la puerta, 80 cm
 - Las otras dos paredes incluyendo la que lleva los respiraderos inferiores, 20 cm.
 - Y entre pallets 5 cm como mínimo para diferentes productos compatibles
- No se almacenarán “explosivos cebados”, ni explosivos cuyos envases presenten manchas aceitosas, escurrimiento de líquidos u otras señales que indiquen descomposición o mal estado.
- La caseta del personal de resguardo y vigilancia debe ubicarse fuera del cerco perimétrico y ubicarse en una zona estratégica que permita la visibilidad de los polvorines. Si el servicio de resguardo y vigilancia es con armas de fuego, dicha condición debe mantenerse durante la vigencia de la autorización.
- Los polvorines deben ser ambientes secos, sin humedad, ni filtraciones de agua.

2.9 Distancia de Seguridad en Polvorines Subterráneos y Semienterrados

Sucamec (2021) en su “Directiva que regula las Condiciones, Características y Medidas de Seguridad de las Instalaciones de Almacenamiento de Explosivos Materiales Relacionados” nos dice que la distancia entre polvorines es la distancia más corta entre paredes naturales de dos polvorines adyacentes, cualquier protección del polvorín no debe ser considerado. La distancia mínima “D” expresada en m, entre polvorines, está dada por la fórmula:

$$D = Kx\sqrt[3]{W} \quad (17)$$

Donde:

K: 1.5

W: Cantidad expresada en kg de dinamita 60%, según el anexo N° 01

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Marco metodológico

3.1.1 *Tipo de investigación*

Enfoque de investigación:

- Cualitativa

Este trabajo es una investigación de enfoque cualitativo, busca generar nuevas investigaciones, y no recurre a datos de medición numérica. El diseño es abierto y flexible, pues se ha construido durante la investigación. Recoge información de libros, páginas webs, tesis y de la experiencia propia del investigador, para realizar descripciones profundas y hacer que su aplicación haga más familiar y practica el diseño de los polvorines subterráneos.

Nivel de investigación:

- Descriptiva

Esta investigación se apoya en el análisis del diseño de dos proyectos de polvorines subterráneos y la estadística que se aplica no es del tipo numérica, sino descriptiva. El estudio de casos se caracteriza por centrarse en procesos de búsqueda, indagación y análisis sistemático de uno o más casos.

3.1.2 *Ámbito temporal y espacial*

La investigación está enfocada espacialmente a casos de proyectos de polvorín de minas polimetálicas de mediana a gran minería subterránea ubicados dentro del territorio nacional. Temporalmente tiene como objetivo a los proyectos con año de inicio, continuidad de ejecución o finalización igual o después del 2021. Sin embargo, también se puede aplicar a proyectos anteriores, siempre y cuando su diseño sea posible de ajustar a la normativa actual.

3.1.3 *Selección de casos de estudio*

Al ser el análisis de dos casos de estudio no se habla de la existencia de población o muestra de análisis, sino de unidades de análisis. Los casos son dos proyectos donde el

autor de la investigación ha participado de forma directa e indirecta, y son proyectos ubicados zonas de calidad de roca de regular a buena, a bajas profundidades; y que usan emulsión y ANFO como sus explosivos, y fulminantes, cordón detonante y mecha rápida como sus accesorios.

3.1.4 Criterios de inclusión y exclusión

Criterios de inclusión

- Proyectos de Polvorines en el Perú con las características específicas ya antes mencionadas.

Criterios de exclusión

- Polvorines superficiales o subterráneos que no cumplan con las especificaciones de aplicación de esta investigación.

3.1.5 Métodos y técnicas para obtención y recolección de datos

Con el objeto de lograr los propósitos de este estudio, se emplearon las siguientes técnicas orientadas a obtener información o datos:

- Revisión y análisis de la bibliografía de libros, tesis, páginas web, normativas, y otros.
- Recopilación de Información de experiencias laborales del autor.

3.1.6 Métodos y técnicas para la caracterización y análisis de datos.

- Uso de fichas de observación para revisión de los casos de estudio.
- Uso de criterios técnicos y análisis de aplicación en los casos de estudio.

3.2 Desarrollo de la investigación

La geomecánica está directamente relacionada al cálculo de distancias y dimensiones en las labores subterráneas, y por otro lado; el explosivo a usar en una mina dependerá a las características geomecánicas del macizo rocoso.

Un buen diseño de polvorín no solo deberá cumplir con la normativa sobre almacenamiento de explosivos, sino que también reducirá horas de transporte de explosivo a los frentes, disminuirá la longitud de avances, reducirá los costos de sostenimiento, etc.

Se sabe que los principales riesgos en este tipo de infraestructuras son incendio, explosión y caída de rocas (Mullisaca, 2015), por ello esta investigación considera todas las medidas de seguridad asociadas al dimensionamiento y distancias de seguridad.

3.2.1 Consideraciones para la toma de datos de diseño

Antes de recomendar algún sostenimiento en campo, o cuando se quiere hacer un estudio, o cuando se quiere tomar una decisión de influencia directa en la operación, se deberá considerar observar detalladamente, medir y tomar los datos de campo necesarios. Además, se deberán considerar los datos relacionados a la operación y al diseño de la infraestructura de interés, en este caso, el polvorín. La toma de estos datos para esta investigación no ha sido directa, puesto que se trata del análisis de dos estudios de caso. En las siguientes líneas se citarán cada uno de los grupos de datos a considerar para un diseño geomecánico y se darán alcances de su obtención.

3.2.1.1 Características del macizo rocoso. Litología, alteración, espaciamiento promedio de discontinuidades, RQD, numero de sistemas y presencia de agua.

La evaluación de la zona deberá iniciarse desde gabinete con la proyección de las estructuras y zonificación de labores cercanas a la zona de interés, continuando con la verificación de éstas en campo.

Durante la ejecución, la supervisión geomecánica deberá tener el ritmo de los avances para asegurar la continuidad de la operación debido a los cambios que se puedan dar en las condiciones de sitio.

Para la recolección de estos primeros datos debemos hacer una evaluación visual del área de interés con el fin de zonificarla en términos geomecánicos, si es posible, con marcas que tengan como guía los puntos topográficos. Para hacer esta evaluación, más familiar, nos podemos apoyar en el uso de la tabla GSI o también en estos 4 puntos: litología, fracturamiento, tipo de alteración y estructuras geológicas mayores.

Una vez que se ha zonificado se deben tomar los datos de este primer punto y los del siguiente, en base a un formato de mapeo, según las características que este pueda tener, ya sea mapeo por celdas, línea de detalle o arco rebatido, además de, un plano

impreso a escala para mayor eficacia. Se debe tener claro que la toma de estos datos, y los del siguiente punto, debe ser en lo posible directa, por lo que, se precisa contar con las herramientas, materiales y dispositivos para este fin.

3.2.1.2 Características de las discontinuidades. Persistencia, rugosidad, intemperización, relleno, apertura y orientación de discontinuidades.

El mapeo de estructuras también deberá estar proyectado en el plano geomecánico y sus características detalladas en el formato de mapeo. Para el análisis de esta información y la del punto anterior en gabinete, es conveniente, además, tener la información estructural y las unidades geotécnicas en sólidos 3D que tengan las características o propiedades adheridas. Ver Anexo 2

3.2.1.3 Datos de ensayos de laboratorio y medición de esfuerzos. Resistencia a la compresión uniaxial UCS, m_i , cohesión, ángulo de fricción, Relación de Poisson ν , Modulo de Young E, Peso Específico, Esfuerzos In Situ y Esfuerzos inducidos.

Por lo general antes de iniciar la operación de una mina subterránea se toman varias muestras, claro está que, con fines alineados principalmente a la exploración geológica y estimación de recursos, y en menor medida, pero no poco importante, con fines de asegurar la estabilidad del proyecto. Respecto a esto último, las muestras, que obviamente tienen especiales características son tomadas para realizar ensayos propios de un Laboratorio de Mecánica de Rocas.

Entre los principales ensayos a estas muestras están el ensayo a la compresión uniaxial, ensayo a la compresión triaxial, ensayo al corte directo, ensayo de constantes elásticas y ensayo de propiedades físicas.

De los informes de estos ensayos se pueden extraer: el UCS del ensayo a la compresión uniaxial; el m_i , la cohesión, el ángulo de fricción, σ'_1 y σ'_3 del ensayo a la compresión triaxial, los módulos de elasticidad del ensayo de constantes elásticas y el peso específico del ensayo de propiedades físicas. Véase Anexo 8.

En cuanto a los esfuerzos in situ, estos por lo general son medidos por empresas consultoras especializadas, los cuales, a partir de su toma en ciertos puntos, se puede

inducir mediante interpolación, o algoritmos más complejos desarrollados con programación informática (como el FLAC3D), para obtener valores en otros puntos que nos sean necesarios. Y aunque menos conveniente, pero más usado, y bajo ciertas condiciones válido, se pueden usar los estudios de cálculo de carga vertical. Ver Anexo 7.

3.2.1.4 Datos operativo. Tipo de explosivos y agente explosivo usado en la operación, cantidad de explosivo usado por mes, tonelaje de producción por mes.

Estos datos son fácilmente obtenibles de los planes, balances o reportes que realiza el área de Perforación y Voladura, Planeamiento, Operaciones, Productividad y/o Almacén. Cabe señalar que, la relación de cantidades entre emulsión y ANFO va a depender principalmente de la presencia de filtraciones de agua en las labores.

3.2.1.5 Datos de diseño. Ubicación, profundidad y orientación probable del proyecto, ubicación, orientación, y dimensión de los frentes de avances, frentes de producción, y tajos de producción, y presencia de laboreo antiguo.

De forma complementaria se deberá tener en cuenta el año de diseño y ejecución del proyecto, esto por si surgen otros requisitos y actualización para el establecimiento y funcionamiento de polvorines.

En la mayoría de las minas subterráneas los subniveles, galerías, y by pass siguen la dirección de las vetas y, por ende, los cruceros, una dirección perpendicular a estas, ahora bien, las labores de infraestructura podrían o no estar alineadas a estas direcciones. Los demás datos de este punto se pueden obtener fácilmente de los reportes y proyecciones del área de planeamiento.

No debemos olvidar de que, en caso de ser una mina con cierta antigüedad es necesario hacer una indagación sobre la existencia de laboreo antiguo en las posibles zonas de ubicación del proyecto. Estos datos podemos obtenerlo de la revisión de información guardada o también directamente del campo, mediante la realización de perforaciones y sondeos.

3.2.2 Uso de Criterios y Estudios para el Diseño Geomecánico

- Para la ubicación se deberá tener en cuenta principalmente las distancias optimas del proyecto del polvorín a los frentes, tajos de explotación y rampas o vías de acceso principales, ya que, es la productividad, la razón fundamental por la que se toma la iniciativa de construir polvorines subterráneos.

Las distancias a las labores de trabajo cercanas se determinarán con apoyo, como referencia, de las fórmulas de distancia de seguridad citada en el artículo 241 del Reglamento Complementario de la Ley N° 17.798, sobre Control de Armas y Elementos Similares (Dirección General de Movilización Nacional, 2007).

No menos importante es considerar la distancia mínima entre polvorines, teniendo en cuenta que los principales riesgos de un polvorín son incendio y explosión, para la cual se dará uso a la fórmula de distancia de seguridad citada en el punto 2.9 del marco teórico de este trabajo (Sucamec, 2021). Por lo general será cantidad de ANFO la que defina esta distancia mínima.

- Se deberán descartar zonas cercanas a labores en los que se hayan detectado eventos microsísmicos.

Si durante la ejecución de avances se observa astillamiento en la corona o hastiales, o si debido a la profundidad se presentan eventos microsísmicos, o peor aún estallidos de roca, se deberá descartar la zona y evaluar otra.

- Se deberá revisar los estudios hidrogeológicos de la mina y evitar la cercanía a acuíferos, o a estructuras geológicas por donde discurra mucha agua, o en su defecto y de ser posible, impermeabilizar la zona con ayuda de taladros de jet grouting.

Esto a modo de considerar que el polvorín será una labor de tipo permanente y que el sostenimiento estará expuesto a las condiciones de sitio.

- La proyección de la zonificación de unidades geotécnicas y de las estructuras geológicas principales en el área del proyecto serán puntos altamente influyentes

en el ajuste de la orientación, dimensiones y ubicación de polvorín. Esto debido a la presencia de esfuerzos actuantes y zonas de debilidad próximas. El comportamiento de estos esfuerzos puede ser evaluados y analizados con ayuda del software RS2 o RS3 u otro software.

- Para el dimensionamiento de las cámaras tendremos como base la cantidad de explosivos y accesorios de uso mensual. Si la cantidad almacenada en un polvorín subterráneo es superior a los 100 kg expresados en kg de dinamita 60%, el polvorín debe contar con una excavación frente a este de dimensiones mayores o igual al del polvorín, también deberá considerar las distancias a las paredes y las distancias entre diferentes explosivos o accesorios, y la máxima altura de apilamiento según se detalla en el punto 2.7 del marco teórico de este trabajo (Sucamec, 2021).
- Para el diseño de cámaras y pilares nos guiaremos de la normativa citada en el punto 2.1 del marco teórico de esta investigación (Osinergmin, 2017) que considera al factor de seguridad mínimo de 1.5 para labores permanentes, y de la teoría de diseño de pilares citada en el punto 2.6 del marco teórico de este trabajo (Vallejos, 2017).

No se considera necesario el uso de otros estudios para labores más grandes puesto que ya la normativa nos limita cierta altura de acumulación de explosivos, pero esto, va a depender también, de la producción de la mina y por ende el tamaño de la mina.

- Antes de diseñar el sostenimiento se deberá evaluar los posibles mecanismos de falla de la zona de ubicación de los laboreos del proyecto. Por la calidad de roca de estas zonas son frecuentes la formación de cuñas que fallan por gravedad o deslizamiento. Para este análisis estereográfico es de gran apoyo el programa Dips y para el cálculo del tamaño de la cuña se suelen usar formulas empíricas, o para ser más practico el programa Unwedge. Para el sostenimiento primario se

recomienda usar el grafico de sostenimiento del Sistema Q desarrollado por Barton en 1974.

Además, se deberá considerar que los elementos de sostenimiento a colocar tengan las especificaciones técnicas que se ajusten a las condiciones de la zona de la mina, como ejemplo: longitud y espaciamiento de pernos según tamaño de cuñas y spam de galerías, recubrimiento con zinc para condiciones de flujo de agua, pernos de mayor o menor grado de pureza en su composición en zonas donde el mecanismo de falla sea más por esfuerzos que por estructuras,

Se evalúa el reforzamiento del sostenimiento inicial con sostenimiento secundario por presencia de estructuras geológicas mayores o mayores volúmenes de zona plástica o cuñas. Para esto podemos hacer uso del análisis de “Peso Muerto” y también con ayuda de software RS2 o RS3.

De ubicarse el polvorín a una profundidad mayor o igual a los 1000 m, se deberá considerar el uso de elementos de sostenimiento dinámicos con la finalidad de prevenir accidentes fatales a tiempo.

No se deberá colocar elementos de sostenimiento que hayan sufrido corrosión extrema. En el caso de haber dado inicio al proyecto en fechas anteriores y que el sostenimiento de la zona ejecutada se haya oxidado, y ahora se desee continuar, se deberá evaluar el reforzamiento de este sostenimiento, ya que, es conocido que la corrosión afecta las capacidades de dichos elementos.

3.2.3 Casos de estudio.

Se han considerado dos proyectos de polvorín ubicados en la sierra central del Perú, cada uno de estos abastecerá a ciertas zonas de las minas en los que se encuentran. Estas minas pertenecen a la mediana minería, son semi mecanizadas y usan emulsión y ANFO como sus explosivos, y fulminantes, cordón detonante y mecha rápida como sus accesorios. Y lo característico de ambos, es que ambos proyectos han sido planteados en zonas de calidad de roca de regular a buena y a bajas profundidades.

Particularmente el primer caso es de una mina antigua en la que existen muchos laboreos antiguos y de los cuales no se tiene mucha información topográfica, está dividida por su profundidad y otras características en 4 zonas; de las cuales la Zona 1 es la de menor profundidad, la que más laboreos antiguos tiene, la de menor presencia de agua, y es donde se ubica el proyecto de polvorín. El segundo caso, se trata de una mina no tan antigua pero que cuenta con mucha rotación de personal y una considerable presencia de agua en sus labores. Esta mina se divide en dos zonas Este y Oeste. La zona Este es la de mejor calidad de roca relativamente, regular presencia de agua, no se tiene previsto aumentar la producción, pero si continuarla por unos años, y es donde se ubica el segundo polvorín en cuestión.

Todo diseño debe surgir a partir de las condiciones del lugar, las cuales están consideradas y enlistadas en el primer punto de este capítulo y para los casos de estudio, están detalladas en la primera parte de las fichas de observación. En la segunda parte de las fichas de observación estarán listadas las consideraciones que se deben tener para un diseño óptimo de polvorines y que fueron detallados en el segundo punto de este capítulo.

Por un tema de confidencialidad, al primer proyecto analizado se le llamará Mina YLY y al segundo Mina TCL. A modo de observación y recomendación de mejora del diseño de ambos proyectos, en las fichas se comentan los puntos no adecuados de cada caso de estudio.

3.2.3.1 Ficha de observacion 1 – Mina YLY.

FICHA DE OBSERVACION						
UNIDAD MINERA:	YLY	ZONA:	I	FECHA:	Oct-22	
DATOS DE DISEÑO			DATOS GEOMECANICOS			
ORIENTACION DE CAMARAS(°):	222°/0°	RMR (89):	60	REGULAR IIIA		
ORIENTACION DE ACCESOS(°):	312°/0°	Q (1974):	2	MALA		
FRENTE DE AVANCE (m2):	3.5x3.5	GSI (2000):	55	REGULAR		
SPAM DE INTERSECC. (m):	7	LITOLOGIA/ UCS (MPa):	ARENISCA	163		
PROFUNDIDAD PROYECTO (m):	110	PESO ESPECIFICO (t/m3)	2.6			
DIM. CAMARA EXPLOSIVO (m3):	5x15.5x3.5	MODULO DE YOUNG E (Gpa):	30.06			
PRODUCCION (t/mes):	120000	RELACION DE POISSON:	0.19			
PRODUCCION ZONA (t/mes):	24000	ORIENTACION FAM. DISC(°):	316°/60°	66°/79°	156°/83°	
DIM. ALMAC. ACCESORIOS (m3):	1.75x13.75x1.4	ESFUERZOS IN SITU σ_v (MPa):	2.8			
DIM. ALMAC. EXPLOSIVO (m3):	3.35x13.85x1.4	ESFUERZOS IN SITU σ_h (Mpa):	2.8			
CANT. CORDON DETONANTE (m):	16000	ESFUERZO INDUCIDO σ_1 (MPa):	4.5			
CANT. FULMINANTE (Uni):	16000	ESFUERZO INDUCIDO σ_3 (MPa):	1			
CANT. ANFO (kg):	32000	ESFUERZO INDUCIDO σ_2 (MPa):	2.2			
CANT. EMULSION (kg):	4000	ORIENTACIONES DE σ_1 Y σ_3 (°):	331.9°/79.7°	272°/-5.2°		
FACTORES INFLUYENTES						
CUMPLIMIENTO DE LA NORMATIVA	*	ADECUADO	NO ADECUADO	OBSERVACION		
DISTANCIA MINIMA A LABORES DE TRABAJO	9		X	La distancia minima es 43		
DISTANCIA ENTRE POLVORINES	19		X	La distancia minima es 40		
REQUIERE CAMARA DE EXPANSION	Si		X	No cumple medidas minimas		
DISTANCIA A LAS PAREDES, TECHO Y PISO	Si	X		Cumple con la normativa		
VENTILACION PROPIA A SUPERFICIE	Si	X		Cumple con la normativa		
SOBREDIMENSIONAMIENTO	No	X		En la camara de accesorios		
POLVORINES FRENTE A FRENTE	Si		X	Exposicion parcial		
PUERTA PARA CADA POLVORIN	Si	X		Cumple con la normativa		
DISEÑO GEOMECANICO		ADECUADO	NO ADECUADO	OBSERVACION		
PROYECCION DE MAPEO GEOMECANICO	Si	X		Falta de informacion antigua		
DETERMINACION DE LABOREOS ANTIGUOS	Si		X	Informacion Parcial		
SE EVALUA ORIENTACION DEL PROYECTO	Si		X	Falto contrastar informacion		
SE EVALUA MECANISMOS DE FALLA	Si	X		Fueron evaluados		
SE EVALUAN ZONAS DE DESCONFINAMIENTO	No		X	Falta analisis		
SE EVALUAN ZONAS DE CONFINAMIENTO	No		X	Falta analisis		
ESTABILIDAD DE CAMARAS Y PILARES	Si	X		No se considero		
SOSTENIMIENTO		ADECUADO	NO ADECUADO	OBSERVACION		
SE EVALUA SOSTENIMIENTO PRIMARIO	Si	X		Criterio apropiado		
SE EVALUA SOSTENIMIENTO SECUNDARIO	No		X	Falta completar		

3.2.3.2 Ficha de observacion 2 – Mina TCL.

FICHA DE OBSERVACION					
UNIDAD MINERA:	TCL	ZONA:	ESTE	FECHA:	May-23
DATOS DE DISEÑO			DATOS GEOMECAVICOS		
ORIENTACION DE CAMARAS(°):	25°/0°	RMR (89):	50	REGULAR IIIB	
ORIENTACION DE ACCESOS(°):	295°/0°	Q (1974):	1	MUY MALA	
FRENTE DE AVANCE (m2):	4x4.2	GSI (2000):	50	REGULAR	
SPAM DE INTERSECC. (m):	8	LITOLOGIA/ UCS (MPa):	DIORITA	180	
PROFUNDIDAD PROYECTO (m):	250	PESO ESPECIFICO (t/m3)	2.7		
DIM. CAMARA EXPLOSIVO (m3):	5x25x5	MODULO DE YOUNG E (Gpa):	-		
PRODUCCION (t/mes):	31000	RELACION DE POISSON:	-		
PRODUCCION ZONA (t/mes):	12000	ORIENTACION FAM. DISC(°):	30°/79°	112°/80°	160°/52°
DIM. ALMAC. ACCESORIOS (m3):	3.25x12.25x1.4	ESFUERZOS IN SITU σ_v (MPa):	6.6		
DIM. ALMAC. EXPLOSIVO (m3):	3.35x23.35x1.4	ESFUERZOS IN SITU σ_h (Mpa):	6.6		
CANT. CORDON DETONANTE (m):	8000	ESFUERZO INDUCIDO σ_1 (MPa):	-		
CANT. FULMINANTE (Uni):	8000	ESFUERZO INDUCIDO σ_3 (MPa):	-		
CANT. ANFO (kg):	11000	ESFUERZO INDUCIDO σ_2 (MPa):	-		
CANT. EMULSION (kg):	8000	ORIENTACIONES DE σ_1 Y σ_3 (°):			
CONSIDERACIONES					
CUMPLIMIENTO DE LA NORMATIVA	*	ADECUADO	NO ADECUADO	OBSERVACION	
DISTANCIA MINIMA A LABORES DE TRABAJO	42	X		La distancia minima es 32	
DISTANCIA ENTRE POLVORINES	42	X		La distancia minima es 30	
REQUIERE CAMARA DE EXPANSION	Si	X		Cumple con la normativa	
DISTANCIA A LAS PAREDES, TECHO Y PISO	Si	X		Cumple con la normativa	
VENTILACION PROPIA A SUPERFICIE	Si	X		Cumple con la normativa	
SOBREDIMENSIONAMIENTO	Si		X	En las dos camaras	
POLVORINES FRENTE A FRENTE	No	X		Cumple con la normativa	
PUERTA PARA CADA POLVORIN	Si		X	Puerta adicional innecesaria	
DISEÑO GEOMECAVICO		ADECUADO	NO ADECUADO	OBSERVACION	
PROYECCION DE MAPEO GEOMECAVICO	Si		X	Mapeo con Retraso	
DETERMINACION DE LABOREOS ANTIGUOS	No			No tiene	
SE EVALUA ORIENTACION DEL PROYECTO	Si	X		Criterio apropiado	
SE EVALUA MECANISMOS DE FALLA	No		X	Falla de Cuñas	
SE EVALUAN ZONAS DE DESCONFINAMIENTO	Si	X		Criterio apropiado	
SE EVALUAN ZONAS DE CONFINAMIENTO	Si	X		Criterio apropiado	
ESTABILIDAD DE CAMARAS Y PILARES	Si	X		No se considero	
SOSTENIMIENTO		ADECUADO	NO ADECUADO	OBSERVACION	
SE EVALUA SOSTENIMIENTO PRIMARIO	Si	X		Criterio apropiado	
SE EVALUA SOSTENIMIENTO SECUNDARIO	Si	X		Sostenimiento completo	

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Análisis de caso 1 – Mina YLY

- Si bien la normativa peruana no establece las distancias mínimas horizontales y verticales a la labor más próxima de trabajo, se debería considerar como un referente la normativa chilena (Dirección General de Movilización Nacional, 2007). La cantidad de explosivos a usar en esta mina es 32,000 kg de ANFO (19,456 kg expresado en su equivalencia a la dinamita al 60%), 4,000 kg de emulsión (2,300 kg expresado en su equivalencia a la dinamita al 60%), 16000 unidades de fulminante (11.30 kg expresado en su equivalencia a la dinamita al 60%) y 16000 m de cordón detonante (68.38 kg expresado en su equivalencia a la dinamita al 60%).

Partiendo de que la cantidad, expresada en su equivalencia a la dinamita al 60%, de ANFO es mayor a la de la emulsión y la de los accesorios (Gómez, A. & Vera, M., 2020) y aun considerando su ubicación de 19 m más alejado de las labores cercanas respecto al polvorín de accesorios; se considerara esta cantidad para la aplicación de la normativa.

La distancia horizontal mínima a la labor más próxima de trabajo es:

$$D_{(x)} = \sqrt[3]{\frac{10.75}{\rho} \times W} \quad (18)$$

$$D_{(x)} = \sqrt[3]{\frac{10.75}{2.6} \times 19456}$$

$$D_{(x)} = 43 \text{ m}$$

La distancia vertical mínima a la labor más próxima de trabajo es:

$$D_{(z)} = 2 \times \sqrt[3]{\frac{W}{\rho}} - 1 \quad (19)$$

$$D_{(z)} = 2 \times \sqrt[3]{\frac{19456}{2.6}} - 1$$

$$D_{(z)} = 38 \text{ m}$$

Las distancias a la labor más próxima considerando el cordón detonante son 7 m en horizontal y 5 m en vertical, y considerando el fulminante son 4 m en horizontal y 2 m en vertical.

De esto podemos determinar que la distancia del polvorín de explosivos a la labor más próxima no estaría considerando como referencia a la normativa chilena en temas de seguridad.

- La normativa peruana establece la mínima distancia de seguridad que debe existir entre dos polvorines (Sucamec, 2021). Para este caso considerando al ANFO, se tendría:

$$D = Kx \sqrt[3]{W} \quad (20)$$

$$D = 1.5x \sqrt[3]{19456}$$

$$D = 40 \text{ m}$$

De esto podemos determinar que no se estaría cumpliendo la normativa con la normativa peruana, puesto que la distancia entre polvorines para este diseño es de tan solo 19 m.

Considerando además que, el principal riesgo de un polvorín es la explosión, tener un diseño así implicaría exponer al personal a un posible evento fatal. (Mullisaca, 2015)

- Como se sabe, esta mina tiene un consumo mensual mayor a los 100 kg equivalente a la dinamita al 60%, por lo que deberá contar con una cámara, frente al polvorín de explosivos, que cumpla con la función de contención de onda expansiva y gases en caso de explosión; sus dimensiones deberán tener el mismo ancho y alto que las del polvorín, y su longitud mínima deberá ser de 3 m.

Sin embargo, la cámara de expansión correspondiente al polvorín de explosivos tiene solo 3.5 m de ancho y no los 5 m que tiene por ancho dicho polvorín.

En este punto también se estaría haciendo caso omiso a lo que indica la normativa en temas de seguridad.

- Según data la cantidad de explosivos mensual necesarias para esta zona de la mina es:

Tabla 5

Cálculo de volumen de almacenamiento – Polvorín Zona 1

Explosivo	Cant /	Uni	Present.	Vol / Present	Uni /	Uni	# Present	Vol
	Mes				Present			
Emulsión	4000	Kg	Caja	0.47x0.34x0.31	25	Kg	160	8
ANFO	32000	Kg	Saco	0.03	25	Kg	1280	38
Mecha R	80	m	Caja	0.37x0.37x0.31	1000	m	1	0.1
Cordón	16000	m	Caja	0.66x0.33x0.22	200	m	80	3.9
Detonante								
Fulminante	16000	uni	Caja	0.56x0.31x0.18	150	uni	107	3.3

Nota: Autoría propia

Haciendo volúmenes de 8.04 m³ para el almacenamiento de emulsión, y 38.09 m³ para el almacenamiento de ANFO, esto en total representaría un espacio mínimo de 46.14 m³ en el almacén de explosivos. Véase Anexo 1.

Haciendo volúmenes de 0.04 m³ para el almacenamiento de la mecha rápida, 3.87 m³ para el almacenamiento del cordón detonante y 3.29 m³ para el almacenamiento de fulminantes, esto en total representaría un espacio mínimo de 7.21 m³ en el almacén de accesorios.

Para contraste, se tiene un volumen total de los polvorines de explosivos y accesorios de 271.3 m³ (dimensiones de 5 m x 15.5 m x 3.5 m) y 189.9 m³ (dimensiones de 3.5 m x 15.5 m x 3.5 m), respectivamente.

Considerando que, las distancias a las paredes es 0.8 m (según normativa), la altura de 1.4 m (1.5 m de altura de apilamiento por estándar de la empresa menos 0.1 m de distancia al piso según normativa), y las distancias entre diferentes accesorios o explosivos de 0.05 m; el volumen mínimo, sólo para el apilamiento, se estaría considerando en 65 m³ (dimensiones de 3.35 m x 13.85 m x 1.4 m) para explosivos y 33.7 m³ (dimensiones de 1.75 m x 13.75 m x 1.4 m) para accesorios.

En resumen, el volumen adicional para el almacenamiento en el polvorín de explosivos es 18.8 m³ y para el almacenamiento en el polvorín de accesorios es 26.5 m³, este ultimo siendo mas notorio.

Cabe destacar que estos volumenes adicionales, para este caso de estudio no son ilógicos puesto que no se descarta aumentar ligeramente la produccion de la zona.

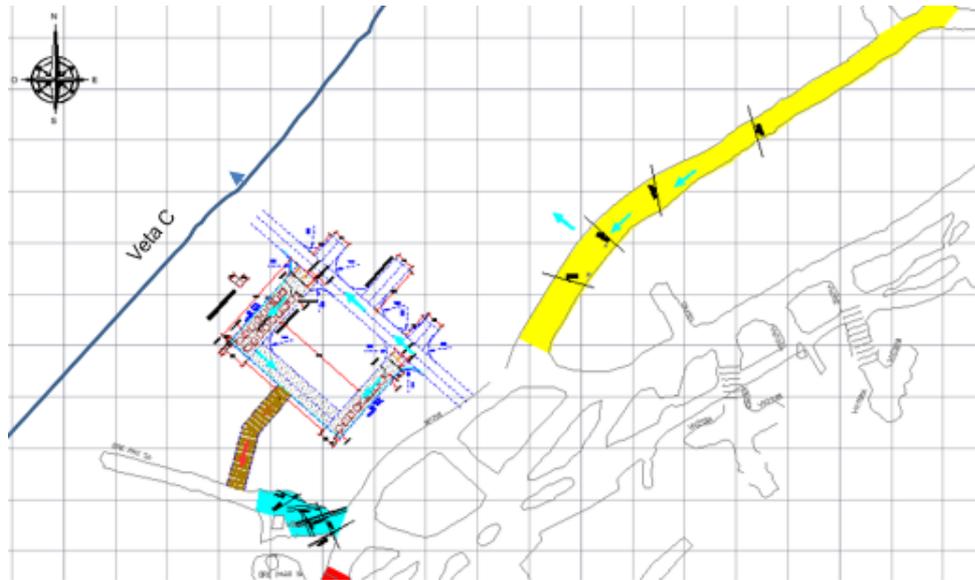
- El diseño de este polvorin estaria incumpliendo con la normativa peruana al no evitar considerar la exposición frente a frente entre polvorines de explosivos y accesorios, ya que la pared que separa estos dos debe ser netamente macizo rocoso y no otro tipo de material; y esta situacion tranquilamente podria ocasionar accidentes fatales.
- Esta mina, al igual que muchas otras, ha sido explotada desde hace años de manera convencional, y usualmente por ello, antes de evaluar algun proyecto temporal o permanente se sugiere hacer perforaciones orientadas de taladros largos, que generalmente son puntuales por temas de costos, para determinar zonas de vacios y grosor de pilares.

En la zona elegida para el proyecto, asi como en la mayor parte de la seccion 1, existen laboreos antiguos que resultan inaccesibles, pero por la longitud de perforación de taladros largos que su identificacion implica, no resulta viable. Ademas varios puntos de las labores principales aledañas estan con shotcrete y no cuentan con levantamiento de informacion geomecanica disponible.

Estos factores limitan el diseño y explican la falta de informacion en los planos geomecanicos de la zona, como podemos observar en el siguiente plano.

Figura 11

Plano Geomecánico Mina YLY



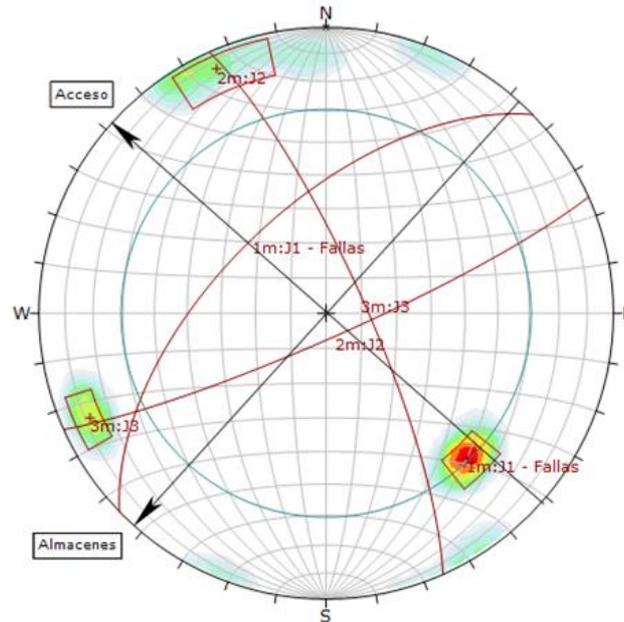
Fuente: Autoría propia

Con la poca información del mapeo estructural que se tiene, solo consideraron las estructuras tomadas de un mapeo en una zona cercana y las discontinuidades normalmente asociadas a la presencia de una falla, en este caso la Veta C, que se tenía proyectada de planos geológicos y cuya ubicación no se había considerado dentro de la zona, sino a una distancia de 12 m al NW aproximadamente.

La siguiente proyección estereográfica realizada a partir de la información indicada, resume la falla principalmente por gravedad en los laboreos del polvorín.

Figura 12

Proyección Estereográfica – Polvorín Zona 1



Fuente: Autoría propia

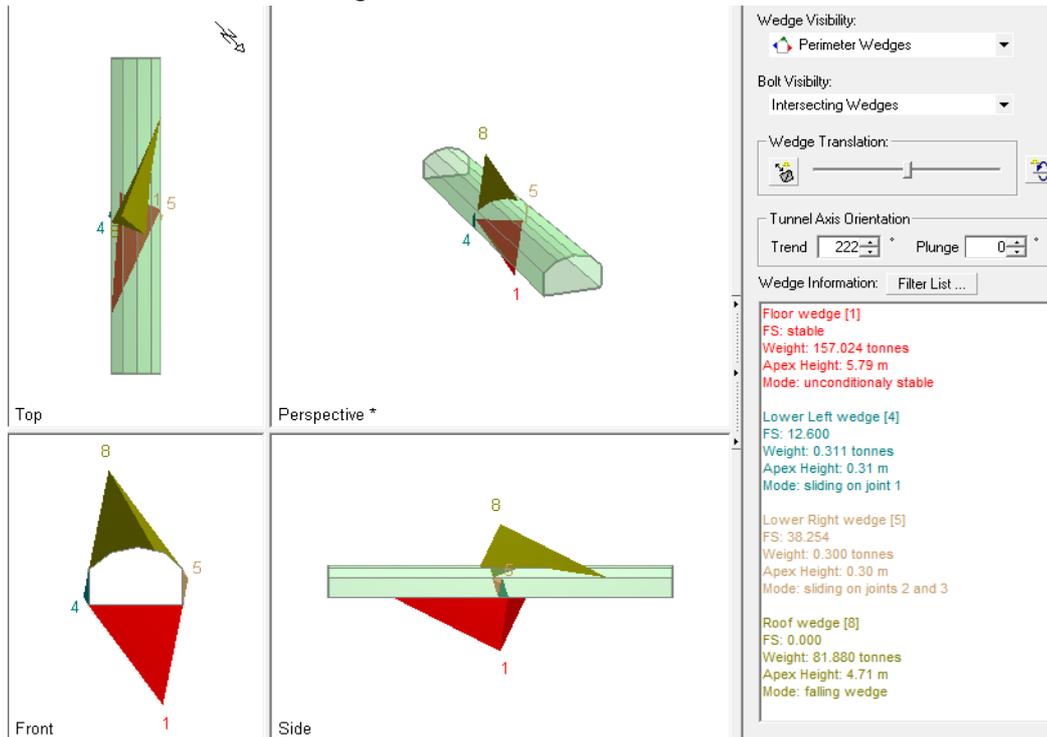
Se determinó el mecanismo de falla, mas no se evaluó modificar la orientación del proyecto por las razones ya explicadas y también porque se tenía considerada a la Veta Falla C de poca potencia (0.15 m) y mínimo halo de alteración.

- Como ya se mencionó en un punto anterior, según la evaluación estereográfica, se determinó falla principalmente por gravedad en la corona, pero también existe probabilidad de falla por deslizamiento tanto en la corona como los hastiales de las labores del polvorines, ya que un área mínima de la cuña está afuera del cono de fricción (ver proyección estereográfica anterior).

Ahora, el siguiente análisis en software Undwedge corrobora lo mencionado y nos da una idea clara de los pesos aproximados y los FS de las cuñas que se plantean.

Figura 13

Análisis de Cuñas en Undwedgege – Polvorín Zona 1



Fuente: Autoría propia

- El sostenimiento primario de labores permanentes en esta mina es según el sistema Q de Barton (shotcrete de 2" con fibra y pernos), y el espaciamiento y tipo de perno según el estándar de la empresa, que está basado en una cartilla de GSI (pernos helicoidales de 7' de longitud y espaciamiento de 1.2 – 1.5 m).

Tabla 6

Datos para cálculo de peso muerto

FS:	1.5
Peso Especifico (t/m3):	2.6
Tipo de Perno:	Helicoidal
Long. Perno (m):	2.1
Espaciamiento (m):	1.5
Resistencia a la Rotura (t):	18.5
Resistencia a la adherencia (t/m):	13
Adherencia Critica (m):	1.4

Nota: Autoría propia

Ahora bien, se había dicho que otra forma de calcular el sostenimiento secundario era el análisis de “Peso muerto” (Osinergmin,2017). De ahí que, para el polvorín de accesorios y las otras labores del polvorín de spam 3.5 m, se tienen los siguientes datos:

Tabla 7

Cálculo de peso muerto Spam = 3.5 m

Spam (m):	3.5
Peso Muerto (t):	11.9
Tipo de Perno:	Helicoidal
Long. Perno (m):	2.1
Espaciamiento (m):	1.5
# Perno en la corona	3
Resistencia a la Rotura (t):	18.5
Resistencia a la adherencia (t/m):	13
Adherencia Critica (m):	1.4
Capacidad del Sostenimiento (t):	41.55
FS >=	3.5

Nota: Autoría propia

Bajo el mismo análisis, para el polvorín de explosivos de spam 5 m, se tienen los siguientes datos:

Tabla 8

Cálculo de peso muerto Spam = 5 m

Spam (m):	5
Peso Muerto (t):	24.4
Tipo de Perno:	Helicoidal
Long. Perno (m):	2.1
Espaciamiento (m):	1.5
# Perno en la corona	3
Resistencia a la Rotura (t):	18.5
Resistencia a la adherencia (t/m):	13
Adherencia Critica (m):	1.4
Capacidad del Sostenimiento (t):	28.6
FS >=	1.2

Nota: Autoría propia

Siendo 4.7 m el máximo spam que podría abrirse sin requerir mayor sostenimiento que el primario, puesto que con ello se tendría un FS límite de 1.5.

Debo aclarar que haciendo el análisis en el software Undwedge, cuyo análisis a diferencia del peso muerto es del sostenimiento por cuña completa, sus resultados no

varían mucho. Para este caso el análisis en el software indico que el máximo spam que podría abrirse sin requerir mayor sostenimiento que el primario es de 4.4 m.

Entonces, para labores de mayor spam (≥ 4.4 m), como en las cámaras e intersecciones, se tendría que recomendar: aumentar la longitud de los pernos y/o bajar el espaciamiento, o aún mejor, reforzar con cable bolting siendo esta última medida parte de los estándares internos de la empresa.

Tanto la longitud como el espaciamiento de los cables pueden ser evaluados con el software Undwedge, el análisis de peso muerto o con otras fórmulas según los estándares de cada empresa.

- Para evaluar las zonas de compresión y desconfinamiento se ha seleccionado el corte A-A' perpendicular a los polvorines, como se puede ver en la siguiente imagen:

Figura 14

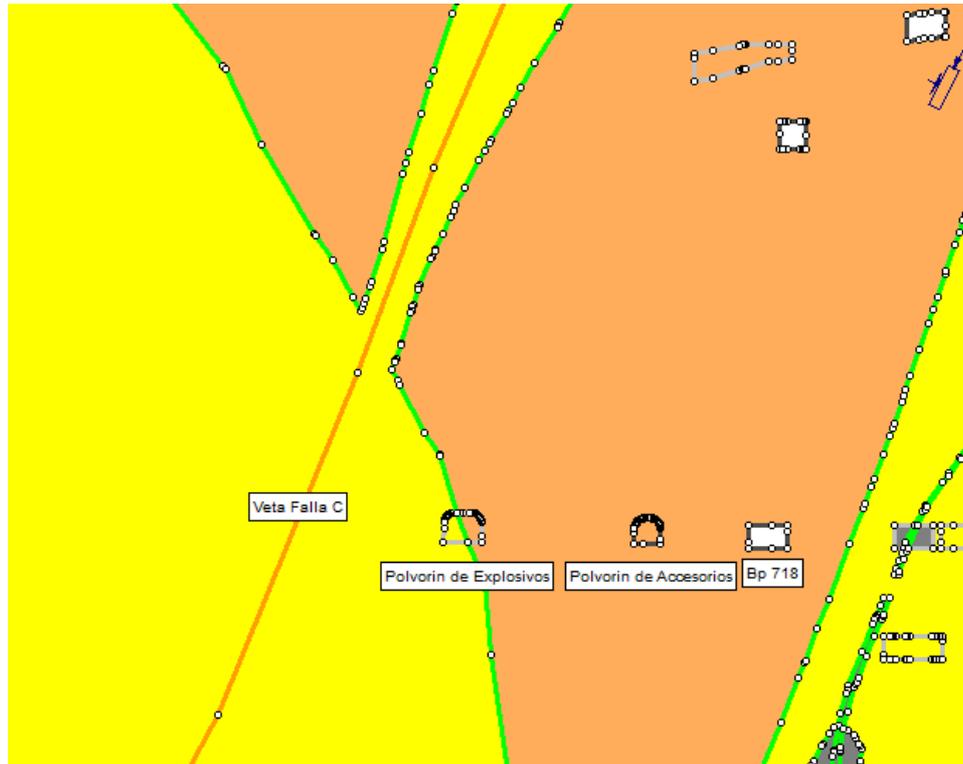
Plano en Planta – Polvorín Zona 1



Fuente: Autoría propia

Figura 15

Sección A-A' – Polvorín Zona 1



Fuente: Autoría propia

Esta mina cuenta con un modelo geotécnico, del cual al realizar un corte cada una de las unidades deben ser identificadas y sus características adheridas al detalle de los materiales del software RS2.

Tabla 9

Unidades Geotécnicas – Mina YLY

Unidad Geotécnica Propuesta	Representacion 3D (Solidos Geo & Alt)	UCS Promedio (Mpa)	Constante mi	RMR 89*	GSI	Ei promedio (Gpa)	Modulo de Poisson_ RS2	Em_ RS2
UG1	Hfs & (ROCA + SILICIFICACION + CLORITIZACION)	120	13	48	45	55	0.25	12300
UG2	Isf & (PROPILITIZACION)	145	20	51	47	56	0.25	14300
UG3	Volcanico & (ROCA + SILICIFICACION)	98	8	48	43	39	0.26	7630
UG5	Volcanico & PROPILITIZACION	124	19	47	42	25	0.26	4570

Unidad Geotecnica Propuesta	Representacion 3D (Solidos Geo & Alt)	UCS Promedio (Mpa)	Constante mi	RMR 89*	GSI	Ei promedio (Gpa)	Modulo de Poisson_ RS2	Em_ RS2
UG6	Sedimentario & (ROCA + SILICIFICACION + PROPILITIZACION + CLORITIZACION)	78	10	46	41	24	0.26	4100
UG7	(Hfs + Volcanico + Sedimentario) & (ARGILIZACION + OXIDACION)	66	5	38	33	26	0.27	2580

Nota: Adaptado de los Informes de la Mina YLY

De las 7 unidades geotécnicas, en la zona del polvorín se identifican 2, que vienen a ser la UG3 y UG5. Ambas zonas de calidad en RMR de Regular IIIB.

A continuación, se puede observar el estado inicial de O'1 y O'3 alrededor del Bp 718 (paralelo a los polvorines), los cuales tienen valores de 4.5 a 5 MPa y de 1 a 3 MPa, respectivamente.

Figura 16

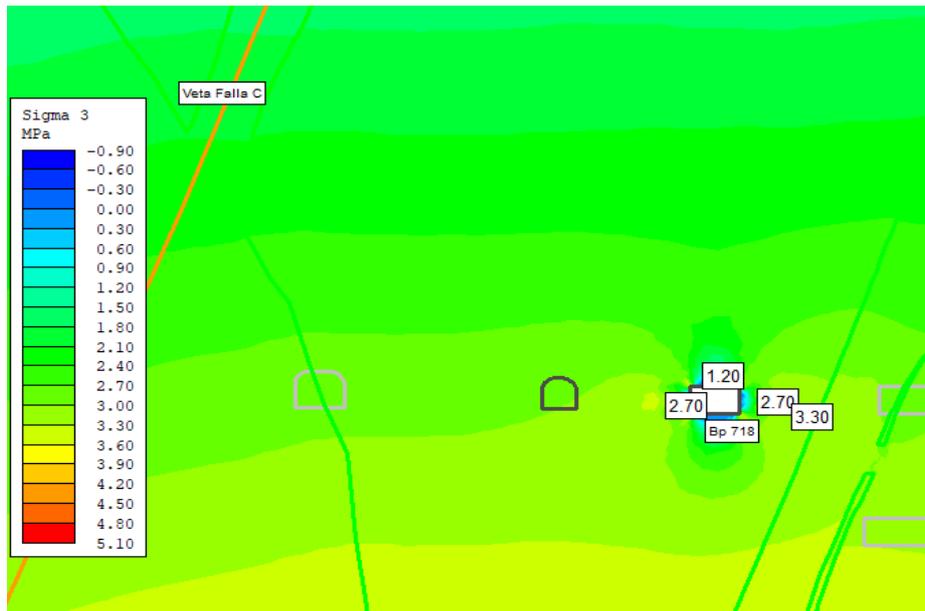
Sigma 1 del Estado Inicial – Polvorín Zona 1



Fuente: Autoría propia

Figura 17

Sigma 3 del Estado Inicial – Polvorín Zona 1

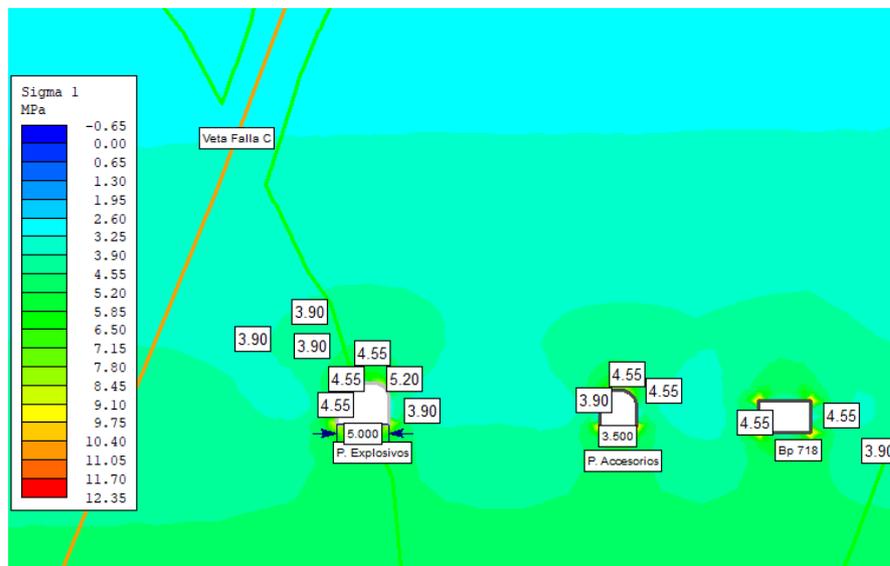


Fuente: Autoría propia

A continuación, se puede observar el estado de σ_1 y σ_3 después de la ejecución del proyecto, alrededor del Bp 718 y de los polvorines, de ahí que los esfuerzos σ_1 no se han visto alterados en el Bp 718, pero el σ_3 si ha disminuido ligeramente (desconfinamiento); para los polvorines los valores de σ_1 son similares al del Bp 718, y el de σ_3 es menor en el polvorín de explosivos principalmente en los hastiales.

Figura 18

Sigma 1 del Estado Final – Polvorín Zona 1



Fuente: Autoría propia

Figura 19

Sigma3 del Estado Final – Polvorín Zona 1

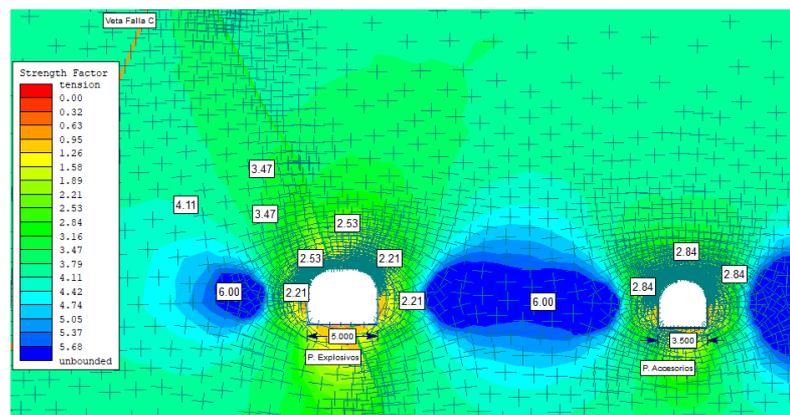


Fuente: Autoría propia

Como ya se había visto en imágenes anteriores los esfuerzos son ligeramente de mayor influencia horizontales por lo que tenderán a generar desconfinamiento en los hastiales.

Figura 20

Esfuerzos del Estado Final – Polvorín Zona 1

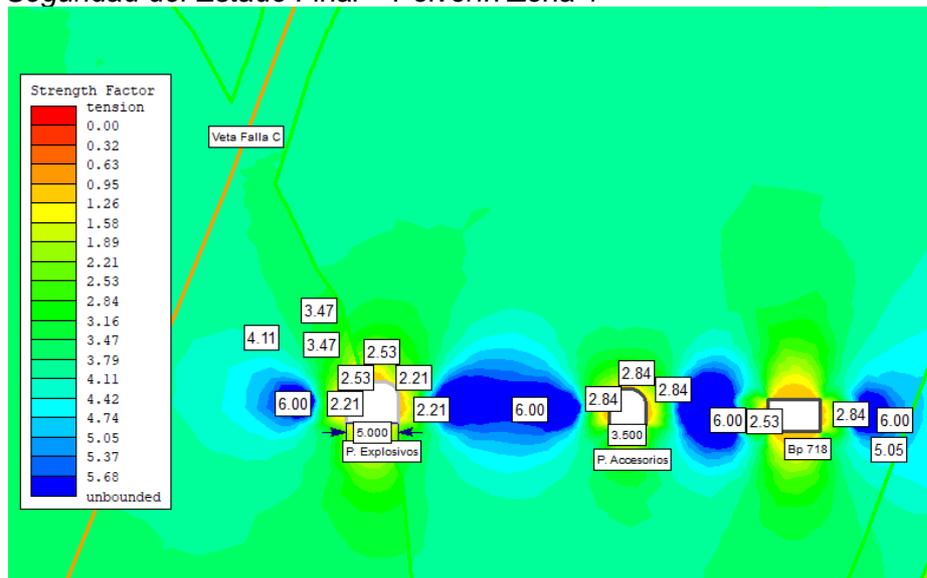


Fuente: Autoría propia

En cuanto al FS, se tienen pilares estables, y la cercanía de la Veta Falla C, ni los contactos presentes influyen en la estabilidad general de ninguno de los polvorines a nivel de la zona, sin embargo, como ya se había determinado en puntos anteriores si será necesario el sostenimiento primario y secundario (pero no enfocado en la presencia de la falla).

Figura 21

Factor de Seguridad del Estado Final – Polvorín Zona 1



Fuente: Autoría propia

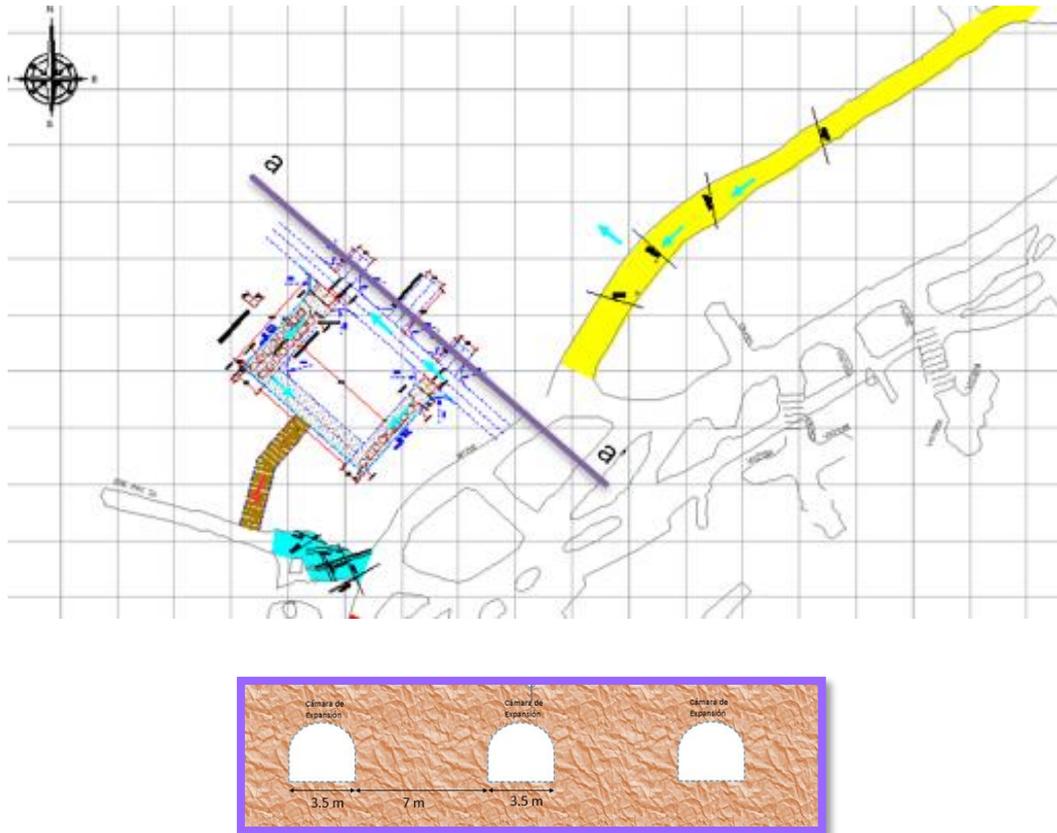
- En el diseño del polvorin de la mina YLY no se incluyo el dimensionamiento de camaras y pilares, puesto que las camaras son de dimensiones que no por mucho superan su maximo ancho sin sostenimiento (Maximo abierto = 4.2 m), ya que su calidad de roca se aproxima a buena y que ademas se pondrá el sostenimiento necesario para que esta labor permanente sea totalmente estable ($FS > 1.5$).

En cuanto a los pilares, el que esta presente entre los polvorines y los de tipo nariz tienen funcion principalmente de proteccion o separación y no de soporte, y sus dimensiones respecto a la calidad de macizo rocoso son considerables. Sin embargo, a continuacion se presentara un analisis de los pilares tipo nariz que se encuentran adyacentes a las cámaras de expansion de polvorín.

El analisis se hara en un corte paralelo a las camaras de expansion, como se puede visualizar en siguiente figura.

Figura 22

Sección de Corte a – a'



Fuente: Autoría propia

El factor de seguridad de los pilares se calcula a partir de la relación de la resistencia del pilar y los esfuerzos actuantes en éste.

De los datos detallados en el punto 4.1 de este capítulo, para el diseño de pilares se deben tener los siguientes:

Tabla 10

Datos para diseño de pilares

Datos	
Profundidad:	110
UCS:	163.00
Wp:	7
Hp:	3.5
Wc:	3.5
Peso Especifico:	2.6
Modulo de Young:	30.06
Modulo de Poisson:	0.19
RMR:	60
GSI:	55

Ensayo de	mi	22.46
Compresion	s	1
Triaxial	K:	0.026
	σ'1':	227.49
	σ'3':	6

Fuente: Autoría propia

La obtencion de estos ya fueron detallados, sin embargo como este es el analisis posterior de un caso de estudio, se debe aclarar que Wp , Hp y Wc se extrajeron del diseño planteado en la ficha de observación. Y que, para el calculo de los esfuerzos se usara la formula desarrollada por Coats en 1981.

$$V = \frac{\nu}{1 - \nu} = \frac{0.19}{1 - 0.19} = 0.2$$

$$r = \frac{Wc}{Wp + Wc} = \frac{3.5}{7 + 3.5} = 0.3$$

$$L = Wp + 2Wc = 14 \text{ m}$$

$$k = 1.5$$

Considerando que el Modulo de Young y la Relacion de Poisson son iguales para el pilar y la carga litologica que soporta, se puede reducir la formula a:

$$\frac{\sigma_p}{\sigma_v} = \frac{2r\left(1 + \frac{h}{L}\right) - k\left(\frac{h}{L}\right)}{\left(\frac{h}{L}\right) + 2(1-r)\left(1 - \frac{h}{L}\right) + 2r\left(\frac{Wc}{L}\right)\left(\frac{1 - \nu_{rm}}{\pi}\right)} + 1$$

$$\frac{\sigma_p}{\sigma_v} = \frac{2 \times 0.3 \times \left(1 + \frac{3.5}{14}\right) - 1.5 \times \left(\frac{3.5}{14}\right)}{\left(\frac{3.5}{14}\right) + 2(1 - 0.3)\left(1 - \frac{3.5}{14}\right) + 2 \times 0.3 \times \left(\frac{3.5}{14}\right)\left(\frac{1 - 0.2}{\pi}\right)} + 1$$

$$\frac{\sigma_p}{\sigma_v} = 1.2$$

$$\sigma_p = 3.5 \text{ MPa}$$

Para obtener la resistencia (σ_p) podemos usar el grafico de Lunder y Pakalnis para rocas competentes, pero en esta ocasión se va a usar el criterio de Hoek & Brown.

De los datos de la tabla de datos, tenemos:

La ecuación de Hoek & Brown de su ensayo a la compresion triaxial:

$$227.49 = 6 + 163.58 \times \left(22.46 \times \frac{6}{163.58} + 1\right)^{0.5}$$

De lo cual se tiene que el valor de K:

$$K = \frac{\sigma_3'}{\sigma_1'}$$

$$K = \frac{6}{227.49} = 0.026$$

Y los datos de mb y s:

$$mb = mi \times \text{Exp}((RMR - 100) / 28)$$

$$mb = 22.46 \times (\text{Exp}(60 - 100) / 28) = 5.4$$

$$s = \text{Exp}(RMR - 100) / 9$$

$$s = \text{Exp}(60 - 100) / 9 = 0.012$$

Resistencia en el centro del pilar ($\sigma_3' \neq 0$):

$$\sigma_1' = \sigma_3' + 163.58 \times \left(5.4 \times \frac{\sigma_3'}{163.58} + 0.012 \right)^{0.5}$$

Reemplazando $\sigma_3' = K \times \sigma_1' = 0.026 \times \sigma_1'$

$$\sigma_1' = 0.026 \sigma_1' + 163.58 \times \left(5.4 \times \frac{0.026 \sigma_1'}{163.58} + 0.012 \right)^{0.5}$$

$$\sigma_1' = 34.2 \text{ MPa}$$

$$Sp = 34.2 \text{ MPa}$$

Resistencia en las caras del pilar ($\sigma_3' = 0$):

$$\sigma_1' = 163.58 \times (0.012)^{0.5}$$

$$\sigma_1' = 17.7 \text{ MPa}$$

$$Sp = 17.7 \text{ MPa}$$

Factor de Seguridad en el centro del pilar:

$$FS = \frac{Sp}{\sigma_p} = \frac{34.2}{3.5} = 9.9$$

Factor de Seguridad en las caras del pilar:

$$FS = \frac{Sp}{\sigma_p} = \frac{17.7}{3.5} = 5.1$$

Siendo estos resultados la justificación técnica de lo comentado en las primeras líneas de este punto y la confirmación de la estabilidad de estos pilares.

4.2 Análisis de caso 2 – Mina TCL

- A diferencia del caso anterior en esta mina la presencia de agua en las labores es mayor, por lo que, el uso del ANFO es relativamente menor y la emulsión relativamente mayor. La cantidad de explosivos mensual necesarias para esta zona de la mina es:

Tabla 11

Cálculo de volumen de almacenamiento – Polvorín Este

Explosivo	Cant / Mes	Uni	Present.	Vol / Present	Uni / Present	Uni	# Present	Vol
Emulsión	8000	Kg	Caja	0.47x0.34x0.31	25	Kg	320	16.1
ANFO	11000	Kg	Saco	0.03	25	Kg	440	13.1
Mecha R	40	m	Caja	0.37x0.37x0.31	1000	M	1	0.1
Cordón	8000	m	Caja	0.66x0.33x0.22	200	M	40	1.9
Detonante								
Fulminante	8000	uni	Caja	0.56x0.31x0.18	150	Uni	53	1.6

Nota: Autoría propia

Haciendo un espacio total mínimo de 29.18 m³ para el almacén de explosivos y un espacio total mínimo de 3.61 m³ para el almacén de accesorios, siendo estos los volúmenes necesarios para cumplir con la producción.

Y calculando igual que en el caso anterior, a partir de los datos de las fichas de observación, se tienen han diseñado cámaras de 109.5 m³ para el polvorín de explosivos y 55.7 m³ para el polvorín de accesorios.

En resumen, el volumen adicional para el almacenamiento en el polvorín de explosivos es 29.2 m³ y para el almacenamiento en el polvorín de accesorios es 52.1 m³, siendo ambos valores motivos para comentar.

Para esta zona de la mina, a diferencia del caso anterior, no se tiene planeado aumentar la producción, por lo que existen costos de oportunidad que se podrían usar en otras actividades.

- La normativa de Sucamec para polvorines nos dice que “El acceso al polvorín debe contar con doble puerta de fierro u otro metal, la primera puerta refiere al acceso a la zona del polvorín y la segunda puerta es la que corresponde al polvorín

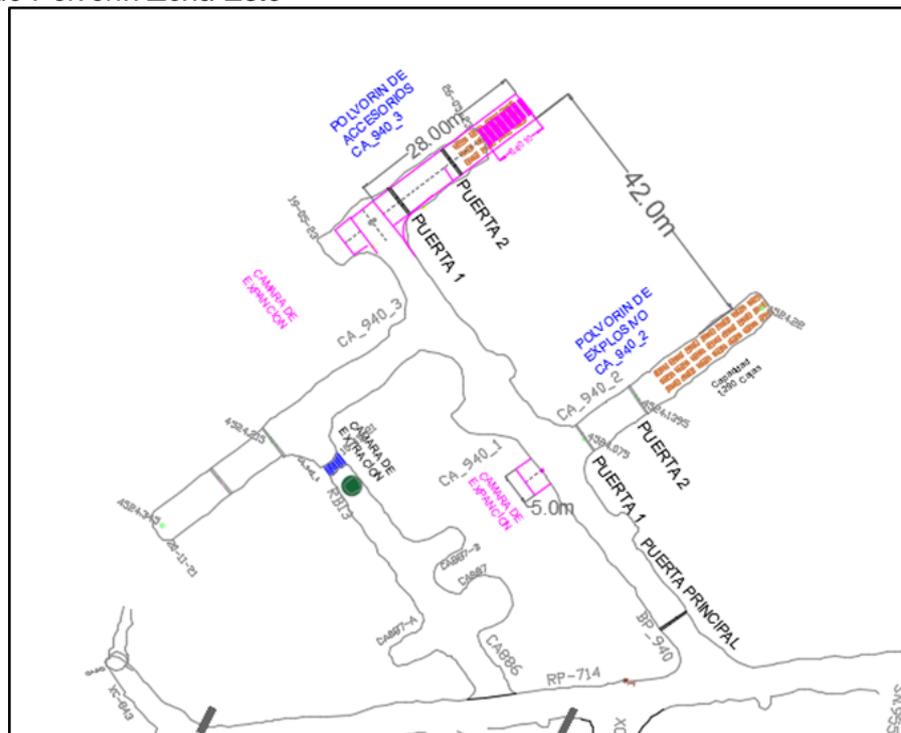
propiamente dicho” y también que “La puerta debe estar situada en la desembocadura y rebatir hacia afuera del polvorín y las cerraduras deben contar con candados” (Sucamec, 2021).

Para el diseño de este caso, se han colocado puertas dobles en cada uno de los polvorines, lo cual lejos de diferenciarse de lo que pide la normativa, podría entorpecer el manejo de explosivos y por ende, ser causa de alguna pérdida humana, además de representar un gasto adicional.

- La ejecución del proyecto de polvorín venía siendo abandonada desde hace algunos años, por lo que, al momento de retomarla no se tenían planos geomecánicos y por lo mismo se realizó el mapeo geomecánico de la zona antes de poder terminar la parte pendiente (resaltada con barras en color magenta) del proyecto. (Ver planos).

Figura 23

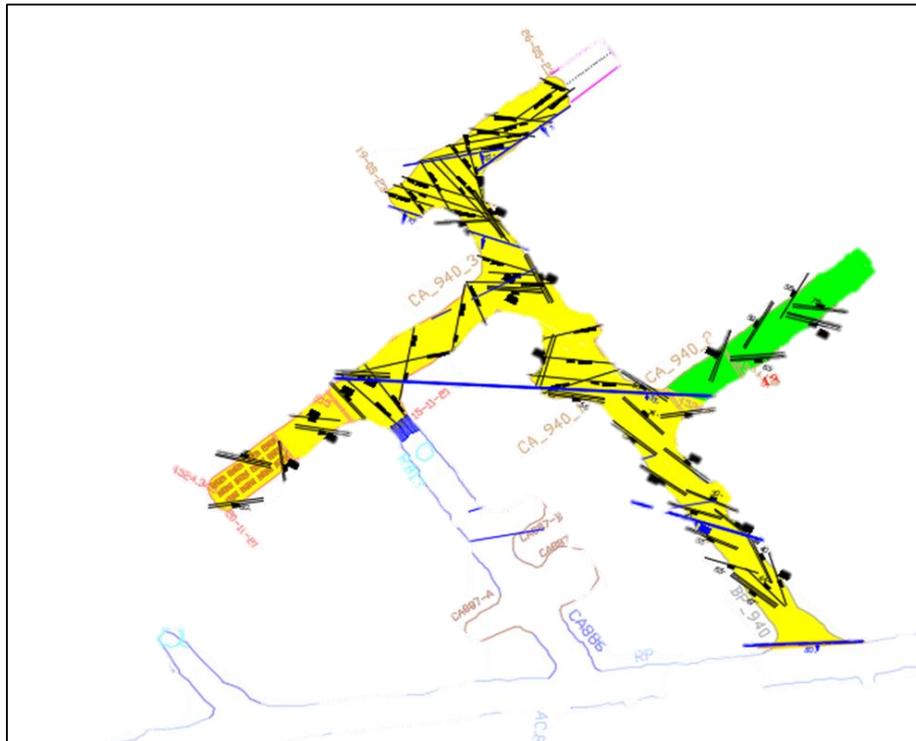
Proyecto de Polvorín Zona Este



Fuente: Autoría propia

Figura 24

Mapeo Geomecánico de Polvorín Zona Este



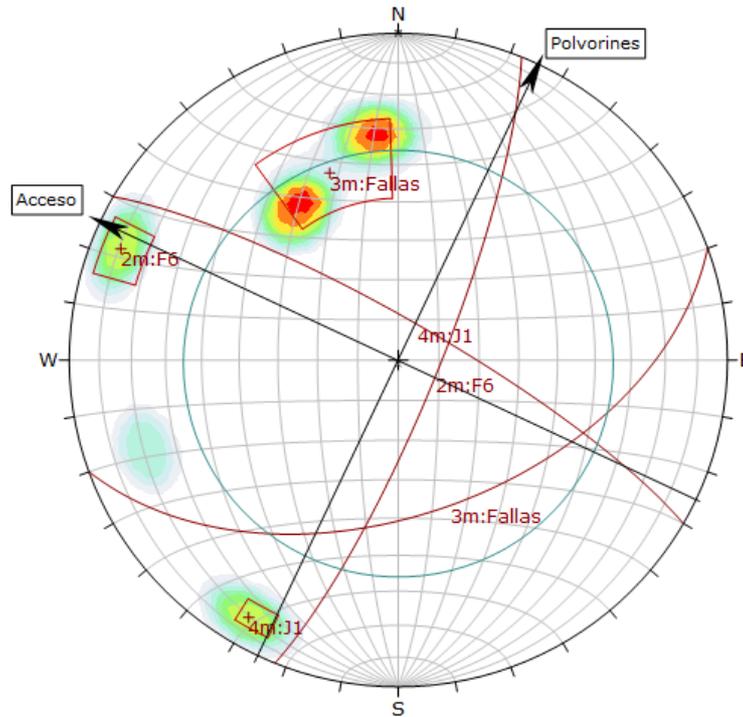
Fuente: Autoría propia

En este caso, la información geomecánica obtenida fue crucial para hacer el estudio técnico de la zona y evaluar la posibilidad de reforzar el sostenimiento de la infraestructura.

- Según la proyección estereográfica, se evalúa falla por deslizamiento tanto en el techo como en los hastiales de los polvorines y accesos. Esta zona es ligeramente más fracturada que la del caso anterior. A evaluar sobre las direcciones de las labores, hay discontinuidades casi paralelas a ambas, pero no son relativamente tan influyentes como la familia asociada a las fallas, aunque estas sean de muy baja potencia y halo de alteración.

Figura 25

Proyección Estereográfica del Polvorín Zona Este



Fuente: Autoría propia

El sostenimiento de las labores era shotcrete 2" + pernos helicoidales de 7' (e = 1.5) + cable bolting de 6 m (e = 2.5) en las cámaras y intersecciones, y shotcrete 2" + pernos helicoidales de 7' (e = 1.5) en los accesos.

A partir de la evaluación no se recomendó mayor reforzamiento y solo se continuo con el seguimiento y supervisión.

- Al igual que en el proyecto anterior los pilares existentes son de separación o protección, y bajo la misma evaluación que en el caso los pilares tienen FS < 1.5, sin embargo, hay un pilar, sujeto de observación, cercano a la chimenea de ventilación, pero valga aclarar que el acceso a este está bloqueado y no hay paso de personal por ahí.

Conclusiones

Se determinó, en cuanto al cumplimiento de la normativa, que ésta no ha sido del todo acatada y que, a la vez, hay distancias de seguridad que no ha considerado.

Sobre las dimensiones del polvorín de accesorios se ha observado principalmente que sobrepasa, sin necesidad, el espacio requerido para su satisfacer su producción mensual.

En cuanto al diseño geomecánica es de resaltar la falta de información requerida para el diseño por causas ajenas a la operación y que se omiten evaluaciones que deberían complementar el diseño.

Sobre el sostenimiento se puede concluir que esta puede ser contrastada con distintos criterios y que dependerá también de la experiencia del ingeniero a cargo.

Es más común evaluar el sostenimiento primario y olvidar el sostenimiento de refuerzo por temas de dimensionamiento y geoestructuras.

Finalmente, las relaciones establecidas como guía para el diseño de un polvorín subterráneo facilitan y mejoran el diseño de este tipo de infraestructuras, específicamente en zonas de proyectos de polvorín subterráneos de calidad de regular a buena y que usen ANFO, emulsión, fulminantes, cordón detonante y mecha rápida.

Recomendaciones

El profesional de diseño en la minera deberá no solo revisar la normativa del país, sino que también la de otros países y alimentarse se teorías que sean aplicables a las condiciones que se presenten en la zona que deseen evaluar.

Las dimensiones deben ser calculadas en base a la necesidad actual y proyecciones de producción mensual de la mina.

Evitar exagerar en la interpretación de la normativa puesto que se podría incurrir indirectamente en causas de accidentes.

La información obtenida principalmente del mapeo geomecánica de calidad y estructuras deberá estar siempre actualizada.

No aplicar criterios geomecánicos que no sean válidos para las condiciones de la zona en cuestión.

El sostenimiento debe ser evaluado a nivel de la labor y a nivel geoestructural de la zona.

Referencias bibliográficas

- Castro, A., Monsalve, J. & Bustamante, O. (2007), "Análisis de Excavaciones en la Mina Subterránea El Toro por medio de Elementos Finitos", Boletín de Ciencias de la Tierra N° 21. Medellín, Colombia.
- Córdova, D. (2010), "Curso de Mecánica de Rocas en Minería y Obras Civiles". Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.
- Dirección General de Movilización Nacional (2007), "Reglamento Complementario de la Ley 17.798, sobre Control de Armas y Elementos Similares", DS MDN.SSG.DEPTO.III N° 83. Santiago de Chile, Chile.
- Gerencia de Explosivos y Productos Pirotécnicos de Uso Civil, SUCAMEC (2021), "Directiva que regula las Condiciones, Características y Medidas de Seguridad de las Instalaciones de Almacenamiento de Explosivos Materiales Relacionados", RS N° 453-2021-SUCAMEC-GEPP Directiva PM01.02/GEPP/DIR/40.01. Lima, Perú.
- Gómez, A. & Vera, M. (2020), "Evaluación Técnica de Implementación de un Polvorín", Tesis de grado de la Escuela Técnica de Minería y Metalurgia de la Universidad Técnica Santa María. Viña del Mar, Chile.
- Lino, E. & Vergaray, D. (2021), "Evaluación geomecánica del macizo rocoso para determinar el sostenimiento de un polvorín en el Nivel Magna de la Unidad Minera Ebenezer", Tesis de grado de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Continental. Huancayo, Perú.
- Mamani, J. (2017), "Diseño del Sistema de Polvorín e Implementación de Manejo Integral del Explosivo y Accesorios en la Mina Inversiones Gartes S.A.C.", Tesis de grado de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Ministerio de Energía y Minas (2017), "Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería", D.S. N° 024-2016-EM y su Modificatoria D.S. N° 023-2017-EM. Lima, Perú.

- Mora, D. (2020), "Diseño de un Polvorín Tipo de Superficie de Uso Fijo para Almacenamiento de Explosivos o Accesorios de Voladura en Proyectos de Ingeniería Civil y de Minería", Trabajo de grado del Programa de Ingeniería Civil de la Universidad Militar Nueva Granada. Bogotá, Colombia.
- Mullisaca, R. (2015), "Evaluación de Riesgos del Polvorín Auxiliar Subterráneo de Explosivos de la Mina Cunuyo, de la Empresa Minera Coming Santibáñez E.I.R.L.", Tesis de grado de la Facultad de Ingeniería y Ciencias Puras de la Universidad Andina Néstor Cáceres Velásquez. Juliaca, Perú.
- Osinergmin, (2017), "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas", Inversiones Iakob S.A.C.
- Vallejos, J. (2017), "Dimensionamiento de pilares y losas", Módulo III Geomecánica en Minería Subterránea Selectiva y Masiva, Diploma de Postítulo en Geomecánica Aplicada al Diseño Minero.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Ficha Tecnica del Cordon Detonante – Presentación de Famesa.....	1
Anexo 2: Ficha Tecnica del ANFO – Presentación de Famesa.....	2
Anexo 3: Ficha Tecnica del Fulminante – Presentación de Famesa	3
Anexo 4: Ficha Tecnica de la Emulsion – Presentación de Famesa	4
Anexo 5: Ficha Tecnica de la Mecha rápida – Presentación de Famesa	5
Anexo 6: Modelo de Unidades Geotecnicas en 3D	6
Anexo 7: Modelo de Esfuerzos Flac3D 7.00	6
Anexo 8: Informe de Ensayos de Laboratorio – UNI	7
Anexo 9: Plano en Planta y Seccion frontal de los polvorines de accesorios y explosivos – Mina YLY	9
Anexo 10: Plano en Planta y Seccion frontal de los polvorines de accesorios y explosivos – Mina TCL	10
Anexo 11: Matriz de consistencia	11

Anexo 1: Ficha Técnica del Cordon Detonante – Presentación de Famesa

CORDÓN DETONANTE ESPECIAL 80 P

CORDON DETONANTE

Características técnicas

		CORDÓN DETONANTE 80 P
COLOR DEL CORDÓN DETONANTE 80 P		Blanco
PESO CARGA	(g/m)	80
	(granos/pie)	400
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN	(kg)	60
	(lb)	132
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		N° 6
VELOCIDAD DE DETONACIÓN	(m/s)	6 800
	(pie/s)	22 309

Presentación

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
CORDÓN DETONANTE 80 P	Cartón	2 Rollos x 100 m	21,3	23,4	65,8 x 33,0 x 22,3

MANEJO Y ALMACENAMIENTO

Los explosivos y accesorios de soldadura de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son productos seguros, pero en manos inseguras se convierten en elementos peligrosos.

El alquiler o uso debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenamiento y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenamiento y uso inadecuado que pueda darse a sus productos.

El transporte, almacenamiento, manipuleo y uso debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente.

Debe ser almacenado en palés ubicados en zonas seguras, protegido de la lluvia y el calor, y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

ATENCIÓN

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto en las distintas condiciones y bajo las cuales este sea utilizado. Estas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por Famesa Explosivos S.A.C., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.
 Plantas de Producción, Oficinas Administrativas y Comercialización:
 Av. 28 Autopista Ancón – Puente Piedra – Lima 22 – Perú
 Teléfonos: (51-1) 6139800 – 6139855 – 6139865 Fax: (51-1) 6139806 – 6139867
 E-mail Central: famesa@famesa.com.pe
 E-mail Ventas: famesa@famesa.com.pe



Anexo 2: Ficha Técnica del ANFO – Presentación de Famesa





Explosivos y Accesorios de Voladura

ANFONOR® (ANFO)

Descripción y Composición

El ANFONOR® es un agente explosivo granular compuesto con Nitrato de Amonio en prills grado ANFO, un combustible líquido y un colorante. La mezcla se realiza en equipos modernos de alta precisión que sumados a la alta calidad de los componentes, nos permite producir un agente de voladura de óptima calidad.



Como alternativa se tiene el ANFONOR® Aluminizado que lleva adicionalmente elementos energizantes tales como aluminio, carbón y otros, en cantidades adecuadas, permitiendo obtener una mezcla explosiva homogénea.

El Nitrato de Amonio con el cual se fabrica el ANFONOR® presenta una alta capacidad de retención de petróleo, con lo cual obtenemos un producto más estable, de manera que no migre el combustible después de un prolongado tiempo de fabricación.

Uso

El ANFONOR® se utiliza principalmente en minería superficial como también en minería subterránea, obras civiles y donde el tipo de roca sea blanda o semidura.

El ANFONOR® es recomendable utilizarlo en labores donde exista una buena ventilación y ausencia de afloramiento de agua, en minería superficial, minería subterránea, obras civiles y trabajos de tunelería.

Cuando se usa en taladros de diámetros convencionales en minería subterránea, con el propósito de optimizar su rendimiento recomendamos iniciarlo con Dinamita tipo Semigelatina ó Gelatina ó Emulsiones, tipo Emulnor 3000; ambas fabricadas por FAMESA EXPLOSIVOS; para diámetros mayores, se debe emplear cebos de alta densidad tipo BOOSTER HDP.

Anexo 3: Ficha Técnica del Fulminante – Presentación de Famesa



Abrimos paso
al progreso

PRESENTACIÓN:

Embalaje 1.1B

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PERIODO	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
FANEL 4,0 m	Cartón	150	Corto	5,9	6,7	56,0 x 30,5 x 18,0
			Largo	6,6	7,4	
FANEL 4,2 m	Cartón	150	Corto	6,2	7,0	56,0 x 30,5 x 18,0
			Largo	6,8	7,6	
FANEL 4,8 m	Cartón	150	Corto	6,7	7,5	56,0 x 30,5 x 18,0
			Largo	7,5	8,3	
FANEL 12,0 m	Cartón	50	Corto	4,9	5,7	56,0 x 30,5 x 18,0

Embalaje 1.4B (*)

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PERIODO	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
FANEL 12,0 m	Cartón	80	Corto	8,5	14,0	66,5 x 33,5 x 32,5
FANEL 15,0 m	Cartón	80	Corto	10,1	15,6	66,5 x 33,5 x 32,5
FANEL 18,0 m	Cartón	70	Corto	10,2	15,7	66,5 x 33,5 x 32,5

(*) Embalaje homologado por la DOT: Fanel LP (EX2002060238) y Fanel MS (EX2002060238C).

TRANSPORTE:

Clase : 1
División : 1.1B
N° ONU : 0360



Clase : 1
División : 1.4B
N° ONU : 0361



ALMACENAMIENTO Y GARANTÍA:

El FANEL debe ser almacenado en polvorines a **temperaturas entre 0°C y 30°C**, ubicados en zonas seguras, bien ventiladas, secas, protegidos de la lluvia y el calor. A su vez, debe rotarse el inventario del explosivo, evitando el uso de materiales nuevos antes de usar materiales antiguos. Y se debe almacenar en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

El FANEL conservado en su embalaje original y almacenado en las condiciones de temperatura anteriormente mencionado tiene una **garantía de 12 meses** después de su fecha de producción.

ATENCIÓN:

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. tiene productos seguros, pero en manos inexpertas se constituye en elementos peligrosos.

El adquirente o usuario debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes al momento de su transporte, almacenaje y uso; así como de entrenar debidamente a todo el personal encargado de su carga y manipuleo, proporcionando ayudas mecánicas para cargas superiores a los 25 kg por persona.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenaje y/o uso inadecuado que pudiera darse a sus productos.

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto ni las distintas condiciones bajo las cuales éste sea utilizado. Estas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por Famesa Explosivos S.A.C., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.

Anexo 4: Ficha Técnica de la Emulsión – Presentación de Famesa

EMULNOR®

EMULSION ENCARTUCHADA

Características técnicas

		EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm³)		0,90	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO*	4 400	5 800	5 700	5 500
	SICONFINAR**	3 500	4 500	4 400	4 200
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		44	95	93	88
ENERGÍA (kcal/kg)		628	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		952	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO*** (%)		63	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN*** (%)		75	120	145	155
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 1/2 pulgadas de diámetro.
 ** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.
 *** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Presentación

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pzas.)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	146	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

MANIPULO Y ALMACENAMIENTO

Los explosivos y accesorios de rotadura de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son productos seguros, pero en manos inseguras se constituyen en elementos peligrosos.

El adquirente o usuario debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenamiento y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenamiento y/o uso inadecuado que pudiera darse a sus productos.

El transporte, almacenamiento, manipuleo y uso debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente.

Debe ser almacenado en polígonos ubicados en zonas seguras, protegidos de la lluvia y el calor; y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

ATENCIÓN

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto ni las distintas condiciones bajo las cuales éste sea utilizado. Éstas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por Famesa Explosivos S.A.C., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de esta información. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.
 Planta de Producción, Oficinas Administrativas y Comercialización
 Km. 28 Autopista Ascón – Puente Piedra – Lima 22 – Perú
 Teléfonos: (51-1) 6129800 – 6129855 – 6129885 Fax: (51-1) 6129886 – 6129887
 E-mail Central: famesa@famesa.com.pe
 E-mail Ventas: famesa@famesa.com.pe
 Web Site: www.famesa.com.pe



Anexo 5: Ficha Técnica de la Mecha rápida – Presentación de Famesa

Explosivos y Accesorios de Voladura

MECHA RÁPIDA Igniter Cord

Características Técnicas	MECHA RÁPIDA Z - 18	MECHA RÁPIDA Z - 19
COLOR DE LA MECHA RÁPIDA	Rojo	Verde
MATERIAL DE LA COBERTURA EXTERIOR	Plástico	Plástico
PESO DEL MATERIAL PIROTÉCNICO (g/m)	3,4	3,4
TIEMPO DE COMBUSTIÓN a.n.m (s/m)	35	26
DIÁMETRO EXTERNO (mm)	1,8	1,8
PESO TOTAL (g/m)	6,5	6,5

Presentación	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
MECHA RÁPIDA Z - 18	Cartón	10 rollos x 150 m	10,35	11,35	45,3 x 27,3 x 14,0
MECHA RÁPIDA Z - 19	Cartón	10 rollos x 150 m	10,45	11,45	45,3 x 27,3 x 14,0

MANIPULEO Y ALMACENAMIENTO
 Los explosivos y accesorios de voladura de FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A. son productos seguros, pero en manos inexpertas se constituyen en elementos peligrosos. El adquirente o usuario debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenaje y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo. FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A., no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenaje y/o uso inadecuado que pudiera darse a sus productos. Su transporte, almacenamiento, manipuleo y uso debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente. Debe ser almacenado en polvorines ubicados en zonas seguras, protegidos de la lluvia y el calor; y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

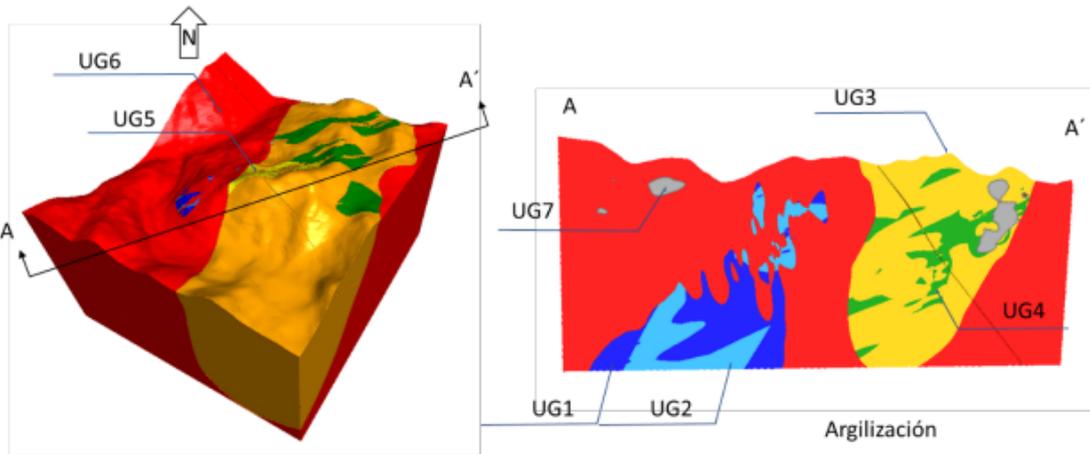
ATENCIÓN
 La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto ni las distintas condiciones bajo las cuales éste sea utilizado. Éstas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.



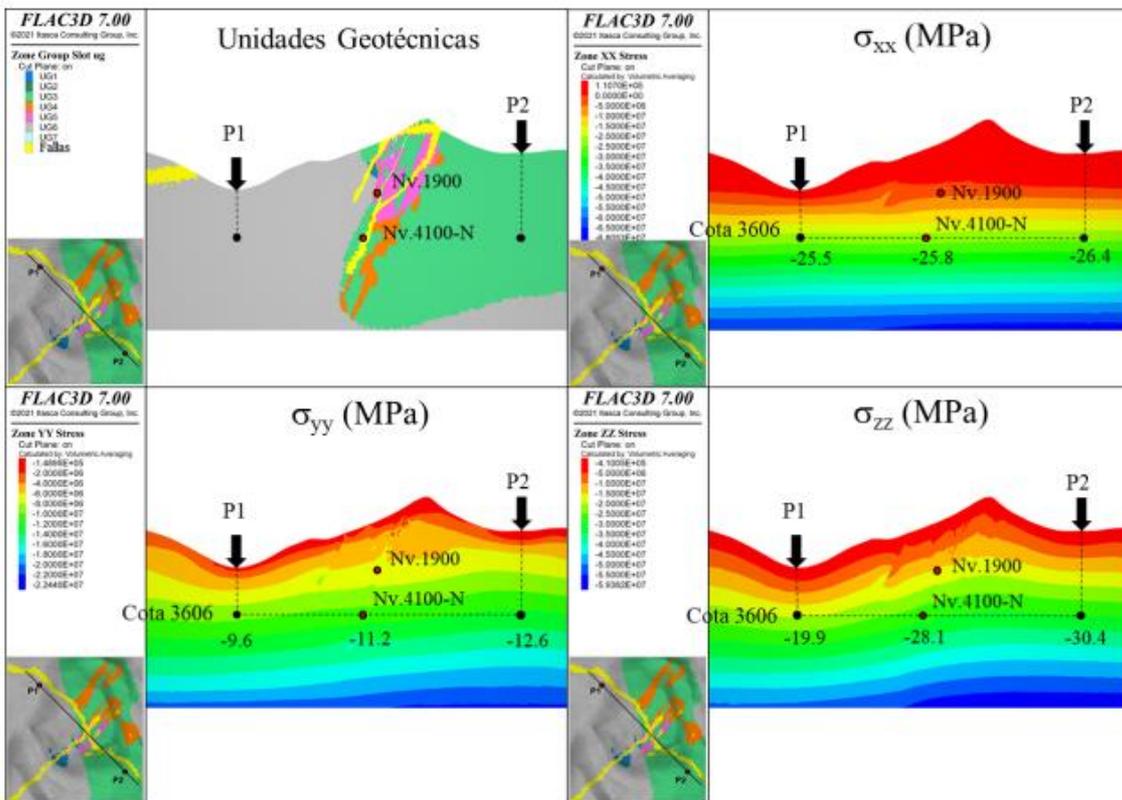
FAMESA
EXPLOSIVOS CHILE

FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A.
 Estación El Arrayán s/n. Lota B-A
 La Serena - Chile
 Tel. (56) 51-2472401 / 51-2472445
 E-Mail Central: famesa@famesa.cl
 website: www.famesa.cl

Anexo 6: Modelo de Unidades Geotécnicas en 3D



Anexo 7: Modelo de Esfuerzos Flac3D 7.00



Anexo 8: Informe de Ensayos de Laboratorio – UNI



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

Informe: N° 086/17/LMR/UNI
 Empresa: EMPRESA MINERA LOS QUENUALES SA.
 Proyecto: "XXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXX"
 Fecha: 31/07/2017

ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95, dando los siguientes resultados:

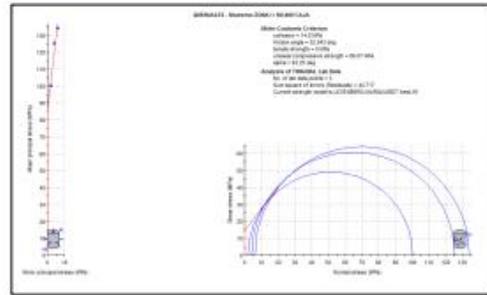
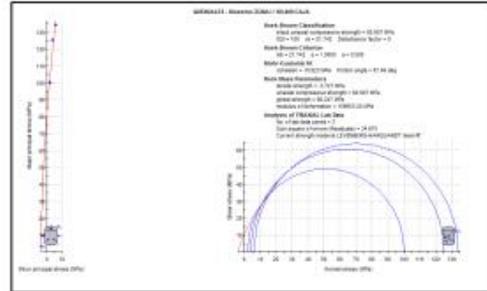
Sección	Nivel/Ubicación/Litología	Diám. (cm)	Altura (cm)	Confin. (MPa)	Esfuerzo rotura (MPa)	Resisten. Compres. Uniaxial (MPa)	Constante "m"	Cohesión (MPa)	Ang. de Fricción Interno (°)
Zona I	Nv. 400 Cajas Conglomer.	4.96	10.39	2	100.25	80.91	21.74	14.80	52.04
		4.92	10.32	4	125.35				
		4.95	10.32	6	134.07				
Zona I	Nv. 400 Mineral Arenisca	4.97	10.30	2	187.36	163.58	22.46	26.26	55.04
		4.97	10.31	4	206.54				
		4.97	10.40	6	227.49				
Zona II	Nv. 1000 Cajas Andesita	4.94	9.77	2	114.05	90.69	25.46	15.48	54.43
		4.92	9.89	4	139.11				
		4.92	9.90	6	152.92				
Zona II	Nv. 1000 Mineral Andesita	4.95	10.32	2	139.56	125.06	24.16	18.88	54.90
		4.96	10.18	4	159.03				
		4.97	10.32	6	179.54				
Zona III	Nv. 1000 Cajas Arenisca	4.94	9.80	2	101.69	81.93	16.98	15.45	49.79
		4.96	9.82	4	109.68				
		4.95	9.86	6	131.56				
Zona IV	Nv. 800 Mineral Arenisca	4.92	10.67	2	67.40	47.94	17.46	9.78	48.16
		4.92	10.53	4	73.45				
		4.93	10.52	6	94.78				
Zona IV	Nv. 1900 Cajas Arenisca	4.94	10.08	2	120.51	104.78	17.39	19.56	50.22
		4.94	9.93	4	144.56				
		4.94	9.95	6	151.07				
Zona IV	Nv. 1900 Mineral Arenisca	4.96	10.03	2	144.64	122.88	21.38	20.79	53.60
		4.98	9.93	4	164.07				
		4.96	9.98	6	181.64				



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

GRAFICOS: COMPRESION TRIAXIAL

Muestra: Zona I / Nv 400 / Cajas / Conglomerado



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

Informe: N° 086/17/LMR/UNI
 Empresa: EMPRESA MINERA LOS QUENUALES SA.
 Proyecto: "XXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXX"
 Fecha: 31/07/2017

ENSAYO DE CONSTANTES ELASTICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D7012-04, dando los siguientes resultados:

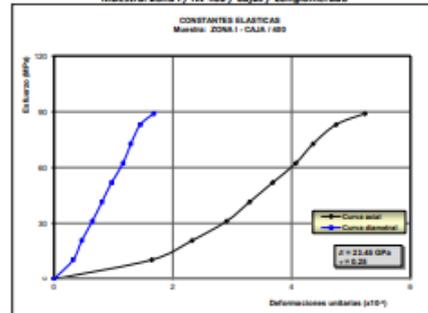
Sección	Nivel	Ubicación/Litología	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	Módulo de Young "E" (GPa)	Relación de Poisson "ν"
Zona I	Nv. 400	Cajas Conglomerada	4.95	10.32	94.2	23.45	0.25
Zona I	Nv. 400	Mineral Arenisca	4.97	10.31	182.5	30.06	0.19
Zona II	Nv. 1000	Cajas Andesita	4.96	9.85	97.1	14.82	0.24
Zona II	Nv. 1000	Mineral Andesita	4.96	10.33	109.9	24.66	0.23
Zona III	Nv. 1000	Cajas Arenisca	4.93	9.85	77.7	13.45	0.27
Zona III	Nv. 800	Mineral Arenisca	4.86	10.35	62.4	17.42	0.25
Zona IV	Nv. 1900	Cajas Arenisca	4.94	9.92	119.3	25.23	0.20
Zona IV	Nv. 1900	Mineral Arenisca	4.94	10.04	137.9	19.94	0.25
Zona V	Nv. 3900	Cajas Arenisca	4.93	9.97	133.4	26.71	0.20
Zona V	Nv. 3600	Mineral Arenisca	4.94	9.97	143.1	22.68	0.21
Zona VII	Nv. 4100	Cajas Arenisca	4.54	8.96	103.0	13.83	0.26
Zona VII	Nv. 4100	Mineral Arenisca	4.53	8.98	79.7	13.32	0.27



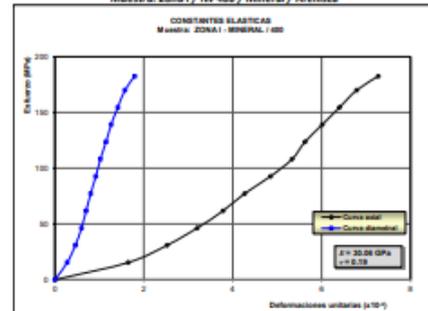
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

GRAFICOS: CONSTANTES ELASTICAS

Muestra: Zona I / Nv 400 / Cajas / Conglomerado



Muestra: Zona I / Nv 400 / Mineral / Arenisca





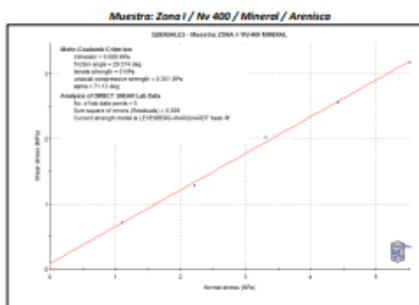
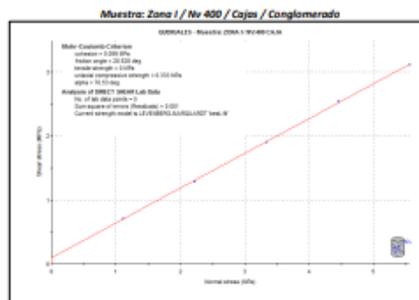
Informe: N° 086/17/LMR/UNI
 Empresa: EMPRESA MINERA LOS QUENUALES SA.
 Proyecto: "XXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXXX"
 Fecha: 31/07/2017

ENSAYO DE CORTE DIRECTO

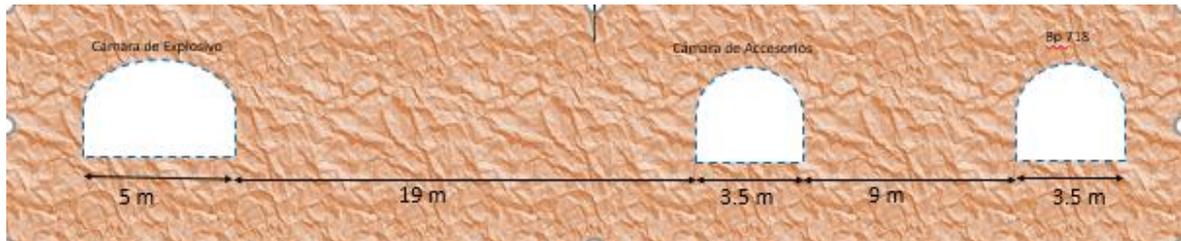
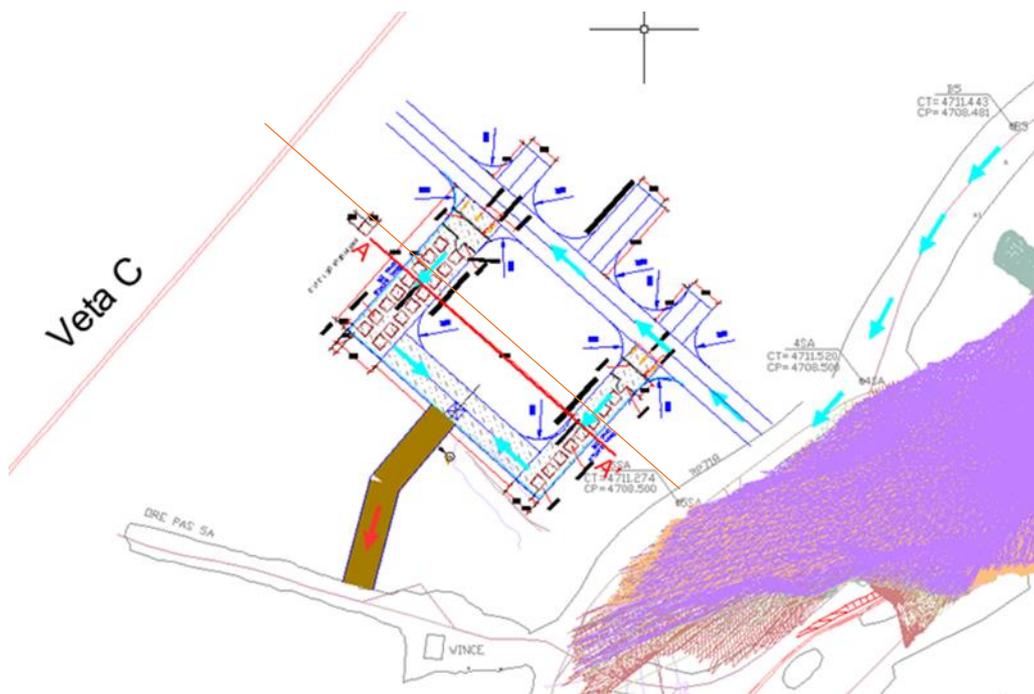
Los ensayos se realizaron sobre discontinuidad con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D5607-95, dando los siguientes resultados.

Sección	Nivel/ Ubicación/ Litología	Diámetro (cm)	Tipo de Discontinuidad	Fuerza Normal (kN)	Fuerza de Corte (kN)	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción Residual (°)
Zona I	Nv. 400 Cajas Conglomer.	5.35	Simulada	2.50	1.60	0.099	28.53
				5.00	2.90		
				7.50	4.30		
				10.00	5.70		
				12.50	7.00		
Zona I	Nv. 400 Mineral Arenica	5.37	Simulada	2.50	1.60	0.088	29.37
				5.00	2.90		
				7.50	4.60		
				10.00	5.80		
				12.50	7.20		
Zona II	Nv. 1000 Cajas Andesita	5.37	Simulada	2.50	1.70	0.099	30.27
				5.00	3.10		
				7.50	4.50		
				10.00	6.30		
				12.50	7.40		
Zona II	Nv. 2000 Mineral Andesita	5.37	Simulada	2.50	1.60	0.087	28.46
				5.00	2.80		
				7.50	4.30		
				10.00	5.60		
				12.50	7.00		
Zona III	Nv. 1000 Cajas Arenica	5.37	Simulada	2.50	1.70	0.114	30.08
				5.00	3.30		
				7.50	4.30		
				10.00	6.20		
				12.50	7.50		
Zona IV	Nv. 800 Mineral Arenica	5.37	Simulada	2.50	1.70	0.093	30.12
				5.00	3.10		
				7.50	4.60		
				10.00	5.80		
				12.50	7.60		

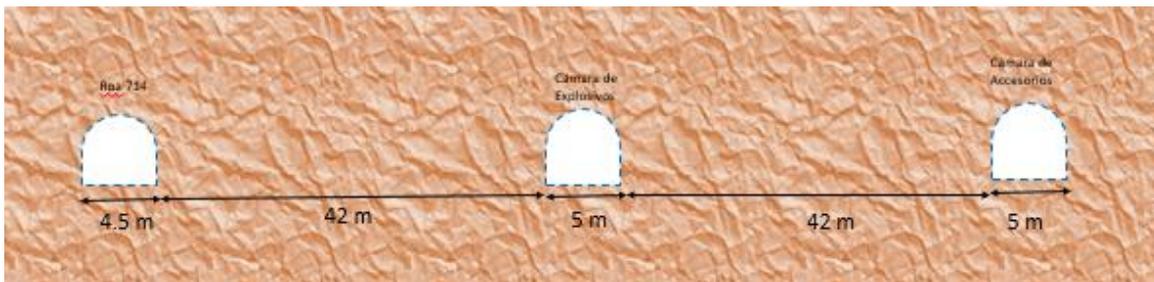
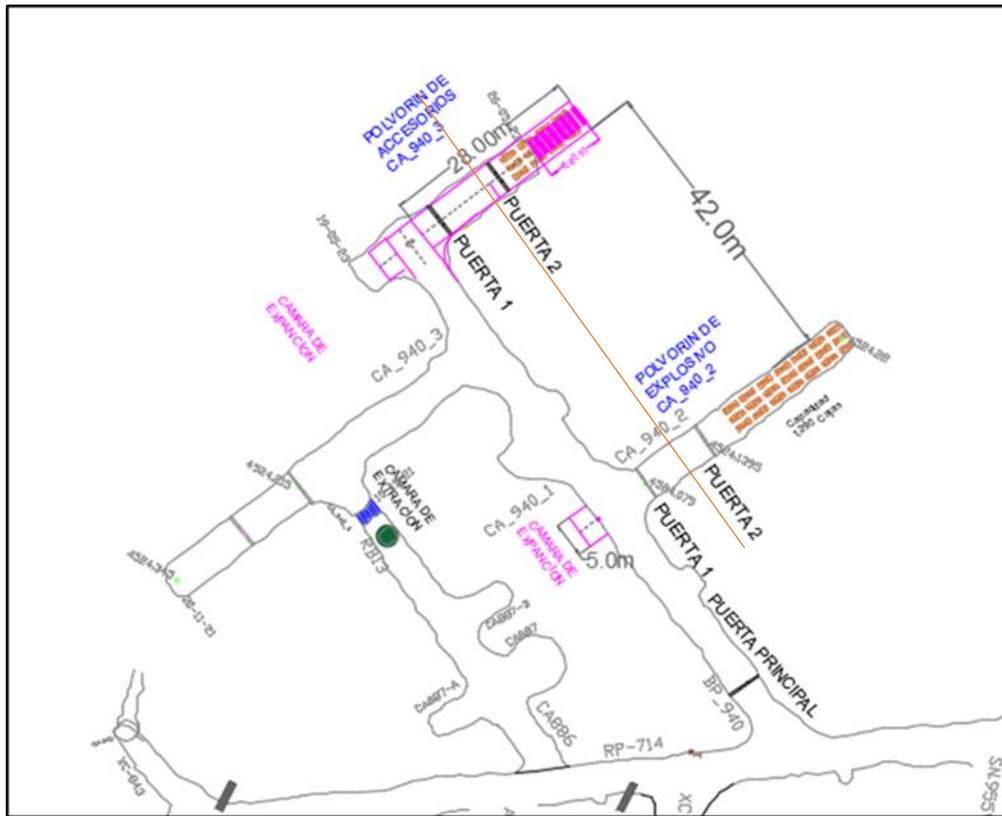
GRAFICOS: CORTE DIRECTO



Anexo 9: Plano en Planta y Seccion frontal de los polvorines de accesorios y explosivos – Mina YLY



Anexo 10: Plano en Planta y Seccion frontal de los polvorines de accesorios y explosivos – Mina TCL



Anexo 11: Matriz de consistencia

Matriz de Consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	UNIDAD DE ANALISIS
¿Se podrá establecer relaciones cualitativas entre la calidad geomecánica de la zona, la ejecución de los avances de la infraestructura, el sostenimiento y la aplicación de la normativa actual de tal forma que faciliten la ejecución, aseguren la estabilidad y optimicen el diseño de este tipo de labores?	Establecer relaciones cualitativas entre la calidad geomecánica de la zona, la ejecución de los avances de la infraestructura, el sostenimiento y la aplicación de la normativa actual para la construcción de un polvorín subterráneo de características específicas.	Las relaciones establecidas como guía para el diseño de un polvorín subterráneo facilitan y mejoran el diseño de este tipo de infraestructuras.	CASOS DE ESTUDIO: Proyectos de Polvorines donde el autor ha participado de forma directa e indirecta. Son proyectos ubicados zonas de calidad de roca de regular a buena, a bajas profundidades; y que usan emulsión y ANFO como sus explosivos, y fulminantes, cordón detonante y mecha rápida como sus accesorios.

Nota: Autoría propia