

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD
DEL CUSCO**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y
METALURGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

***MEJORAMIENTO DE LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO
DEL TJ 265, Nv.17, ZONA CUERPOS, MEDIANTE EL
REFORZAMIENTO CON CABLE BOLTING – U.M. ALPAYANA***

PRESENTADO POR:

Bach. Yuri Condori Layme

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

Mg. Raimundo Molina Delgado

CUSCO-PERÚ

2024



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe asesor del informe técnico titulado: **“MEJORAMIENTO DE LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO DEL TJ 265, Nv.17, ZONA CUERPOS, MEDIANTE EL REFORZAMIENTO CON CABLE BOLTING – U.M. ALPAYANA”**

Presentado por **YURI CONDORI LAYME**, con DNI **76669976** y código universitario Nro. **120161** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (Tres) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **10 % (diez por ciento)**.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)

Porcentaje	Evaluación y acciones.	Marque con una X
Del 1 al 10 %	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30%	Devolver al usuario para las correcciones.	-----
Mayores a 31 %	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a ley.	-----

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 16 de mayo de 2024.

FIRMA

POST FIRMA: Ing. Raimundo Molina Delgado
DNI Nro.: 23912083

ORCID ID: 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:355305542?locale=es-MX>

NOMBRE DEL TRABAJO

**MEJORAMIENTO DE LA ESTABILIDAD D
EL MACIZO ROCOSO DEL TJ 265, Nv.17,
ZONA CUERPOS, MEDIANTE EL REFORZ**

AUTOR

YURI CONDORI LAYME

RECUENTO DE PALABRAS

32227 Words

RECUENTO DE CARACTERES

167373 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

184 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

6.4MB

FECHA DE ENTREGA

May 16, 2024 7:51 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

May 16, 2024 7:53 PM GMT-5

● 10% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 10% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Base de datos de trabajos entregados
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 30 palabras)
- Material bibliográfico
- Material citado
- Fuentes excluidas manualmente

DEDICATORIA

Con todo el amor y cariño a mi madre Inocencia Layme, a mi padre Z.C.H., quien desde donde esté, sé que celebra conmigo este gran paso y se regocija con cada uno de mis logros y a mis hermanos quienes me brindaron su apoyo incondicional y motivación en este proceso.

A Karol, mi novia, quien es motivación en mi vida encaminada al éxito, fue el ingrediente perfecto para alcanzar esta meta en mi vida, dándome motivación y ánimos para seguir siempre adelante.

AGRADECIMIENTO

A la escuela profesional de ingeniería de minas por su acogida, a cada uno de los docentes por toda la enseñanza compartida en beneficio profesional hacia mi persona.

A la Compañía Minera Alpayana y en especial a la empresa Gestión Minera Integral, por haberme dado la oportunidad de pertenecer a ese grupo humano, al área de seguridad y geomecánica por toda la experiencia impartida.

PRESENTACION

Señor decano de la facultad de ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, con la finalidad de optar al Título profesional de Ingeniero de Minas, presento ante usted la tesis titulada:

“MEJORAMIENTO DE LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO DEL TJ 265, NV.17, ZONA CUERPOS, MEDIANTE EL REFORZAMIENTO CON CABLE BOLTING – U.M. ALPAYANA”, trabajo de investigación desarrollado en la Compañía Minera Alpayana donde se implementó esta metodología de sostenimiento mediante el uso de la bomba de inyección de lechada a presión helicoidal, lográndose obtener primeramente un personal capacitado para esta actividad, un macizo rocoso más estable para la explotación de tajos en diseminado en (+) y (-), y con ello mejores estándares en seguridad.

INTRODUCCION

La presente tesis titulada “Mejoramiento de la estabilidad del macizo rocoso del Tj 265, Nv.17, Zona Cuerpos, mediante el reforzamiento con Cable Bolting – U.M. Alpayana”, está repartida en 4 capítulos que se detallan a continuación.

En el primer capítulo se redacta la problemática de la investigación, generando con ello una pregunta problema, unos objetivos a alcanzar con la presente tesis, la justificación, hipótesis como posible respuesta, las variables y su operacionalización.

En el segundo capítulo se detallan las bases teóricas que serán fundamentales para la ejecución de la investigación, teniendo en cuenta también los antecedentes o trabajos anteriores relacionados al tema de tesis, también se menciona el marco contextual, propio del ámbito en estudio, unidad minera Alpayana.

En el tercer capítulo se detalla la metodología de estudio, como la ubicación política y geográfica, tipo y nivel de investigación, población y muestra, así como los instrumentos que se tomaron en cuenta.

En el cuarto capítulo se desarrolla el análisis de las condiciones geomecánicas de la zona en estudio, aplicación de métodos de clasificación de macizo rocoso, como también las especificaciones de este método de sostenimiento, instalación, personal; se menciona de igual forma los resultados de la investigación, realizando cuadros comparativos de un antes y después tras la aplicación del sostenimiento adecuado.

Finalmente se redacta las conclusiones relacionada a los objetivos planteados al inicio de la investigación, como también las recomendaciones a tomarse en cuenta y por último, los anexos.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo principal el de mejorar la estabilidad del macizo rocoso en las labores de explotación, mediante el reforzamiento con cable bolting, método de sostenimiento nuevo en la unidad minera Alpayana, planteado con la finalidad de mejorar las operaciones mineras en la extracción de mineral de los tajos en cuerpos diseminados evitando así contratiempos como accidentes a equipos mineros y personal en operación, controlando el descajamiento de las cajas de los tajos en explotación.

En esta investigación se realizó un estudio geomecánico mediante las características geomecánicas conocidas, como el RMR de Bienawski y Q de Barton, así también el método de estabilidad (N) de Mathews, apropiado para la investigación en el sostenimiento de labores de explotación. Es así que se verificó que el sostenimiento con cable bolting es el apropiado para la actividad mencionada.

Con la aplicación del cable bolting en las operaciones de minado, se redujo considerablemente la sobrerotura en el tajeo 265, Nv.17, expresado en términos de dilución, reduciéndose de un valor de 14.6% a 9.7%, se mejoró la estabilidad del tajeo, se redujeron los costos de operación en un valor de \$54,557.66, los índices de seguridad se redujeron gracias a la reducción del número de accidentes expresado en el valor del índice de accidentabilidad de 42.72 a 0.01, haciendo de este trabajo, un lugar más seguro, con menor recurrencia de incidentes.

Palabras claves: Cable bolting, macizo rocoso, estabilidad, dilución, índices de seguridad.

ABSTRACT

The main objective of this research work is to improve the stability of the rock massif in the exploitation works, through the reinforcement with bolting cable, a new support method in the Alpayana mining unit, proposed with the purpose of improving the mining operations in the extraction of ore from the pits in disseminated bodies, thus avoiding mishaps such as accidents to mining equipment and operating personnel, controlling the loosening of the boxes of the pits in exploitation.

In this research a geomechanical study was carried out using the known geomechanical characteristics, such as Bienawski's RMR and Barton's Q, as well as Mathews' stability method (N), appropriate for research in the support of exploitation works. Thus, it was verified that cable bolting is appropriate for the aforementioned activity.

With the application of the bolting cable in the mining operations, the overburden in pit 265, No. 17 was considerably reduced, expressed in terms of dilution, reducing from a value of 14.6% to 9.7%, the stability of the pit was improved, the operating costs were reduced by \$54,557.66, the safety indexes were reduced thanks to the reduction in the number of accidents expressed in the value of the accident rate from 42.72 to 0.01, making this work a safer place, with less recurrence of incidents.

Key words: cable bolting, rock mass, stability, dilution, safety indexes.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
PRESENTACION	iii
INTRODUCCION	iv
RESUMEN	v
ABSTRACT	vi
INDICE GENERAL	vii
INDICE DE TABLAS	xiii
INDICE DE FIGURAS	xv
CAPÍTULO 1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	17
1.1 Descripción del problema	17
1.2 Formulación del problema	19
1.2.1 Problema general	19
1.2.2 Problemas específicos	19
1.3 Justificación	19
1.4 Objetivos	20
1.4.1 Objetivo general	20
1.4.2 Objetivos específicos	20
1.5 Hipótesis	20
1.5.1 Hipótesis general	20
1.5.2 Hipótesis específicas	20
1.6 Identificación de variables e indicadores	21
1.6.1 Variable independiente	21
1.6.2 Variable dependiente	21

1.7	Operacionalización de variables	21
CAPITULO II MARCO TEORICO		23
2.1	Antecedentes de la investigación.....	23
2.1.1	Antecedentes internacionales.....	23
2.1.2	Antecedentes nacionales	24
2.1.3	Antecedentes locales.....	24
2.2	Marco contextual (ámbito de estudio)	25
2.2.1	Reseña histórica	25
2.2.2	Accesibilidad	26
2.2.3	Geología.....	26
2.2.3.1	Geología Regional.....	26
2.2.3.2	Geología estructural	27
2.2.3.3	Geología local	28
2.2.3.4	Geología económica.....	31
2.2.3.5	Reservas minerales.....	32
2.2.4	Operaciones mina	32
2.2.5	Métodos de explotación.....	34
2.2.6	Ciclo de minado	35
2.2.6.1	Perforación.....	35
2.2.6.2	Voladura.....	37
2.2.6.3	Ventilación.....	37
2.2.6.4	Acarreo y transporte de mineral.....	38
2.2.6.5	Relleno	38
2.2.7	Seguridad mina	38
2.2.7.1	Sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional .	38

	2.2.7.2	Plan de seguridad y salud ocupacional	39
2.3		Bases teóricas.....	40
	2.3.1	Diseño de sostenimiento	40
	2.3.2	Evaluación de demanda de sostenimiento	41
	2.3.3	Tipos de sostenimiento de mina subterránea	43
	2.3.3.1	Pernos de anclaje.....	43
	2.3.3.2	Malla metálica.....	45
	2.3.3.3	Concreto lanzado.....	46
	2.3.3.4	Cimbras metálicas	48
	2.3.3.5	Otros tipos de sostenimiento	49
	2.3.4	Cable (Cable bolting).....	51
	2.3.4.1	Instalación del cable:.....	53
	2.3.5	Mejoramiento en la estabilidad del macizo rocoso	56
	2.3.5.1	Importancia de la estabilidad	56
	2.3.5.2	Estabilidad.....	56
	2.3.5.3	Macizo rocoso	57
	2.3.5.4	Propiedades de roca intacta.....	57
	2.3.5.5	Ensayo de propiedades físicas.....	58
	2.3.5.6	Ensayo de compresión simple (UCS)	58
	2.3.5.7	Ensayo de carga puntual	59
	2.3.6	Métodos de evaluación del macizo rocoso´	59
	2.3.6.1	Sistema RMR:.....	62
	2.3.6.2	Q de Barton	64
	2.3.6.3	Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica)	66
	2.3.6.4	Estimación de esfuerzos in situ.....	69

2.3.6.5	Factor de seguridad	70
2.3.7	Diseño geomecánico de excavaciones	71
2.3.7.1	Método gráfico de estabilidad Mathews	71
2.3.7.2	Radio Hidráulico	76
2.3.7.3	Método Gráfico de Estabilidad Modificado (N´).....	76
2.3.8	Seguridad en las operaciones	77
2.4	Conceptos	78
CAPÍTULO III METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION		81
3.1	Ámbito de estudio	81
3.1.1	Ubicación política y geográfica	81
3.2	Tipo de investigación.....	82
3.3	Nivel de investigación	83
3.4	Diseño de investigación.....	83
3.5	Población y muestra.....	83
3.6	Instrumentos de recolección de datos	83
CAPITULO IV RESULTADOS Y ANALISIS		84
4.1	Mejoramiento de la estabilidad del macizo rocoso en labor TJ 265, Nv.17, zona cuerpos	84
4.1.1	Especificaciones de las labores a preparar.....	84
4.1.1.1	Antecedentes al TJ 265, Nv.17	84
4.1.2	Geología del cuerpo Casapalca.....	85
4.1.3	Caracterización del macizo rocoso.	86
4.1.4	Clasificación geomecánica de la masa rocosa	87
4.1.5	Propiedades mecánicas de la masa rocosa	88
4.1.6	Calculo de RMR e índice Q.....	90

4.1.7	CALCULO DEL INDICE Q DE BARTON	93
4.1.8	Consideraciones sobre las condiciones de estabilidad.....	95
4.1.8.1	Estimación del sostenimiento para el TJ 265 Nv.17	95
4.1.8.2	Aplicación y resultados	97
4.1.9	Estimación del sostenimiento	99
4.1.10	Estimación de sostenimiento para el TJ 265, Nv.17	104
4.1.10.1	Sostenimiento con perno helicoidal	104
4.1.10.2	Sostenimiento con Split Set	106
	107
4.1.10.3	Sostenimiento con perno Hydrabolt.....	107
4.1.10.4	Sostenimiento con perno de anclaje Swellex.....	108
4.1.10.5	Sostenimiento con cable bolting	109
4.1.11	Perforación de taladros para la inyección de cable bolting.....	110
4.1.12	Dosificación de cemento para la lechada	112
4.1.13	Instalación de cable bolting.....	117
4.1.14	Proceso de instalación:.....	120
4.1.15	Capacitación a supervisión y personal de piso nuevo en la operación con cable bolting.	123
4.2	Análisis de dilución y costos de operación en la explotación del tajeo 265, Nv.17	124
4.3	Análisis de los índices de seguridad	129
4.4	Análisis desde un punto de vista técnico.	132
4.5	Análisis desde un punto de vista económico	133
4.6	Análisis desde un punto de vista de la seguridad	133
4.7	Cuadros comparativos de resultados	134

4.7.1	Características geomecánicas del TJ 265, Nv.17.....	134
4.7.2	Cuadro comparativo de los principales tipos de sostenimiento activo	135
4.7.3	Cuadro comparativo de dilución y costos entre el TJ 265 del Nv.16 y 17	135
4.7.4	Cuadro comparativo de índices de seguridad	136
	CONCLUSIONES	137
	RECOMENDACIONES.....	139
	BIBLIOGRAFIA	140
	ANEXOS	142

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Operacionalización de variables</i>	22
Tabla 2 <i>Características de pernos de anclaje</i>	44
Tabla 3 <i>Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice</i>	48
Tabla 4 <i>Interpretación de valores de RQD</i>	59
Tabla 5 <i>Interpretación de los valores de RMR</i>	63
Tabla 6 <i>FS recomendados según plazo de estabilidad</i>	71
Tabla 7 <i>Tipo de roca por zona</i>	87
Tabla 10 <i>Criterio para la clasificación de la masa rocosa</i>	88
Tabla 12 <i>Parámetros mecánicos de la masa rocosa</i>	89
Tabla 13 B. <i>Ajuste de la puntuación para la orientación de discontinuidades</i>	93
Tabla 14 <i>Datos técnicos de sostenimiento con perno helicoidal</i>	105
Tabla 15 <i>Datos técnicos de sostenimiento con Split set</i>	106
Tabla 16 <i>Datos técnicos de sostenimiento con Hydrabolt</i>	107
Tabla 17 <i>Datos técnicos de sostenimiento con perno Swellex</i>	108
Tabla 18 <i>Datos técnicos de sostenimiento con Cable bolting</i>	109
Tabla 19 <i>Relación agua cemento A/C</i>	112
Tabla 20 <i>Nro. de cables por sección</i>	113
Tabla 21 <i>Total longitud de cable bolting utilizado</i>	115
Tabla 22 <i>Total nro. de cables bolting</i>	118
Tabla 23 <i>Análisis de dilución y leyes equivalentes Tj 265, Nv.16</i>	124
Tabla 24 <i>Costos de explotación del Tj 265, Nv.16</i>	125
Tabla 25 <i>Análisis de dilución y leyes equivalentes Tj 265, Nv.17</i>	126
Tabla 26 <i>Costo de cables bolting instalados en el Tj 265, Nv.17</i>	127

Tabla 27 <i>Costos de explotación del Tj 265, Nv.17</i>	128
Tabla 28 <i>Número de días perdidos año 2021 (Tj 265, Nv.16)</i>	131
Tabla 29 <i>Índices de seguridad (Tj 265, Nv.16)</i>	131
Tabla 30 <i>Índices de seguridad (Tj 265, Nv.17)</i>	132
Tabla 31 <i>Características geomecánicas Tj 265, Nv.17</i>	134
Tabla 32 <i>Características técnicas de diferentes tipos de sostenimiento activo</i>	135
Tabla 33 <i>Comparativo de porcentaje de dilución y costo total de explotación del Tj 265 en ambos escenarios y la toma de decisión.</i>	135
Tabla 34 <i>Comparativo de índices de seguridad en ambos escenarios (Tj 265, Nv.16 y 17)</i>	136

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 <i>Plano geológico regional</i>	27
Figura 2 <i>Columna estratigráfica</i>	30
Figura 3 <i>Bosquejo del desarrollo y preparación</i>	34
Figura 4 <i>Perforación de taladros largos (+)</i>	36
Figura 5 <i>Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos</i>	46
Figura 6 <i>Métodos de inyección de cables de anclaje</i>	52
Figura 7 <i>Configuración de cables de anclaje</i>	53
Figura 10 <i>Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo</i> ..	61
Figura 11 <i>Tabla GSI</i>	68
Figura 12 <i>Ratio del esfuerzo horizontal y vertical para diferentes Módulos de Elasticidad (Eh)</i>	69
Figura 13 <i>Factor de esfuerzo en la roca, A</i>	73
Figura 14 <i>Factor Orientación de Juntas, B</i>	74
Figura 15 <i>Factor de Ajuste Gravitatorio, C</i>	75
Figura 16 <i>Radio Hidráulico RH</i>	76
Figura 17 <i>Gráfico de Estabilidad Modificado (N')</i>	77
Figura 18 <i>Ubicación mina Alpayana</i>	82
Figura 19 <i>Parámetro geomecánico analizado por Rockdata</i>	91
Figura 20 <i>Calculo de radio hidráulico</i>	99
Figura 21 <i>Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Techo – Roca IIIA)</i> ...	101
Figura 22 <i>Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Techo – Roca IIIB)</i> ...	102
Figura 23 <i>Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Caja Techo – Roca IIIA)</i>	103

Figura 24 <i>Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Caja Techo – Roca IIIB)</i>	104
Figura 25 <i>Perno helicoidal</i>	106
Figura 26 <i>Split set</i>	107
Figura 27 <i>Pernos Hydrabolt</i>	108
Figura 28 <i>Pernos swellex</i>	109
Figura 29 <i>Cable bolting</i>	110
Figura 30 <i>Equipo de perforación Simba H1254</i>	111
Figura 31 <i>Relación A/C</i>	113
Figura 32 <i>Secciones de perforación para instalación de cable bolting</i>	116
Figura 33 <i>Cable bolting en almacén</i>	118
Figura 34 <i>Cemento a utilizar</i>	119
Figura 35 <i>Bomba Putzmeister S5</i>	120
Figura 36 <i>Instalación de cables con ayuda de equipo Manitou</i>	121
Figura 37 <i>Cables bolting instalados</i>	122
Figura 38 <i>Cables bolting con planchuelas instaladas</i>	123
Figura 39 <i>Equipo Scooptram 92 siniestrado</i>	130

CAPÍTULO 1

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

Compañía minera Alpayana (anteriormente llamada Compañía Minera Casapalca), desde buen tiempo atrás, viene trabajando con el método de explotación subterráneo sublevel stoping, con la perforación y voladura de taladros largos, generándose así una productividad alta, alrededor de 5000 TMD, de los cuales la zona Cuerpos tiene un aporte significativo del 85%, haciéndose eficiente este método de explotación.

Pero como en toda operación minera, se ha visto perjudicada por la dilución de los tajos de explotación, reduciéndose así la ley de mineral, provocado por los descajamientos de las cajas (techo) de los tajos, por la abertura generada y el tiempo de minado que conlleva la explotación de cada tajo, los cuales deben esperar el relleno detrítico respectivo para la explotación de los taladros en positivo.

Actualmente se viene trabajando con una ley cut off de 1.8% de cobre en la explotación de tajos de tipo cuerpos en la unidad minera Alpayana, pero por razones de

dilución este valor a ido decreciendo a leyes que oscilan entre 1.3% y 1.7%, llegando a veces a ser denominado como “desmonte” por el área de geología, haciendo que la producción quede deficiente, por razones de incumplimiento de la programación semanal y por lo tanto al planeamiento mensual, viéndose reflejado de igual forma en los costos de operación, los cuales se ven elevados puesto que se debe de realizar trabajos adicionales como la voladura secundaria por la generación de “bancos”.

La problemática también guarda relación con la seguridad en las operaciones mineras, puesto que los accidentes por desprendimiento de rocas, ha generado gran preocupación a la empresa por eventos ocurridos que se detallan en el siguiente párrafo, además se sabe que este tipo de accidente ha sido causante de 9 del total de 34 accidentes mortales ocurridos en el año 2022 en el sector minero y estadísticamente es la segunda causa de accidentes en el Perú, de acuerdo al MINEM.

En el año 2019 se tuvo un accidente mortal por caída de roca en la empresa minera, en la zona Chizsay (satélites) durante la perforación de un frente en avance, por caída de banco al personal, realizando el trabajo de perforación con máquina perforadora Jack leg, además, se tuvo también otro evento similar, con daño a equipo, un scooptram R-1600 de 6.2 yd³, donde se tuvo descajamiento de las cajas del tajo durante la extracción de mineral con equipo y uso del telemando, haciendo que el equipo quede aprisionado por un planchon de roca, dejando inservible al scooptram. Estos eventos fueron los más representativos los cuales han generado preocupación al titular minero quien juntamente con las áreas especializadas ha venido realizando reuniones en busca de la mejora de la estabilidad del macizo rocoso, sobre todo en tajos de producción de taladros largos.

Es por ello que en la Compañía minera Alpayana se urge de un estudio geomecánico y con ello buscar una propuesta en el sostenimiento de labores de explotación, llámese así a los tajos, para con ello buscar la mejora en la estabilidad

de las labores mineras, reducir la dilución en los tajos de producción, los índices de seguridad y accidentes por caída de roca, optimizando también los costos ya que una propuesta y puesta en marcha de este tipo de sostenimiento causara un cambio considerable en los costos operacionales, siempre buscando el beneficio-costo de implementación y que a la vez sea óptima.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

- ¿Cuáles serán las características geomecánicas del TJ 265, Nv.17, para la mejora en la estabilidad del macizo rocoso?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuál será el tipo de sostenimiento apropiado para la mejora en la estabilidad del macizo rocoso en labores de explotación del TJ 265, Nv.17, zona Cuerpos, C.M. Alpayana?
- ¿Cuál será el porcentaje de dilución de mineral y los costos de operación tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso del TJ 265, Nv.17?
- ¿Cuáles serán los índices de seguridad en las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso?

1.3 Justificación

La justificación para realizar esta investigación es clara, U.M. Alpayana requiere de nuevos métodos de sostenimiento de labores para mejorar las operaciones de preparación, desarrollo y explotación, en cuerpos diseminados y vetas, evitando así contratiempos en las actividades diarias.

Es por ello que se plantea realizar un estudio geomecánico, para mejorar el control de dilución, seguridad y costos en las actividades mineras; se tiene en mente optimizar el

sostenimiento con cable bolting, buscando con ello una mejora en el estándar de las operaciones mina, así como la seguridad, evitando eventos por caída de rocas a personal y equipos.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

- Determinar las características geomecánicas del TJ 265, Nv.17, para una evaluación en la mejora de la estabilidad del macizo rocoso.

1.4.2 Objetivos específicos

- Determinar el tipo de sostenimiento apropiado para la mejora en la estabilidad del macizo rocoso en labores de explotación del TJ 265, Nv.17, zona Cuerpos.
- Determinar el porcentaje de dilución de mineral y los costos de operación tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso del TJ 265, Nv.17.
- Determinar los índices de seguridad en las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso.

1.5 Hipótesis

1.5.1 Hipótesis general

- Las características geomecánicas son las adecuadas para el uso de la técnica de sostenimiento con cable bolting en el TJ 265, Nv.17.

1.5.2 Hipótesis específicas

- La aplicación de la técnica de cable bolting es apropiada para mejorar la estabilidad del macizo rocoso en las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, Zona Cuerpos.

- La aplicación de la técnica de cable bolting en el reforzamiento del macizo rocoso reducirá el porcentaje de dilución, así como los costos de operación en la explotación del TJ 265, Nv.17, Zona Cuerpos.
- La aplicación de cable bolting reducirá los índices de seguridad en la explotación del TJ 265, Nv.17.

1.6 Identificación de variables e indicadores

1.6.1 Variable independiente

MEJORAMIENTO EN LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO TJ 265,
NV.17

Dimensiones

Control de dilución de mineral

Seguridad en las operaciones de explotación

Costos de aplicación de cable bolting

1.6.2 Variable dependiente

REFORZAMIENTO CON CABLE BOLTING

Dimensiones

Diseño geomecánico óptimo con cable bolting

1.7 Operacionalización de variables

Se muestra en la tabla 1:

Tabla 1*Operacionalización de variables*

TÍTULO: “MEJORAMIENTO DE LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO DEL TJ 265, Nv.17, ZONA CUERPOS, MEDIANTE EL REFORZAMIENTO CON CABLE BOLTING – U.M. ALPAYANA”			
VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES	VALOR
REFORZAMIENTO CON CABLE BOLTING	Diseño geomecánico óptimo con cable bolting	Evaluación geomecánica	RMR, RQD
		Secciones de instalación	M2
		Factor de seguridad	FS
		Porcentaje de dilución	%
MEJORAMIENTO EN LA ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO TJ 265, NV.17	Control de dilución de mineral	Volumen de mineral	M3
		Ley de mineral	%
	Seguridad en las operaciones de explotación	Estadísticas de seguridad	IA, IS e IF
		Costos de aplicación de cable bolting	Costos del reforzamiento

Fuente: Propia

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

En la investigación realizada por Castro (2012), que lleva por título: “Análisis de sismicidad inducida en mina subterránea río blanco sector norte III panel áreas 15, 16 y 17 nivel 16 hundimiento Codelco división andina”, de la Universidad de Concepción, Chile; menciona que un proceso de fracturamiento en un macizo rocoso dentro de la actividad minera involucra una perturbación dinámica, la cual induce mecanismos de reequilibrio que dan paso a procesos de deformación tras superar cierto umbral de resistencia dentro de la roca. Estos procesos de reequilibrio generan la apertura de estructuras y/o fallas preexistentes, es decir, rupturas en el macizo, su adecuado control se transforma en una herramienta que permite un seguimiento y proporciona una operación segura tanto para el personal, maquinaria e infraestructura.

2.1.2 Antecedentes nacionales

En el proyecto de tesis de Quispe & Rosales (2019), investigación que lleva por título: “Implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral - U.M. Pallancata”, de la Universidad Continental – Perú; tuvo como objetivo general la evaluación en la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting en la recuperación de mineral en la veta Pablo de la Unida Minera Pallancata; y llegó a la conclusión que la influencia de la implementación planteada con cable bolting logro reducir la dilución de 17.43% a 15.13%, un descenso considerable de 2.3%, en la recuperación del mineral en el Nv.4306, con ello incrementándose la ley de cabeza y por consecuente mejorar el valor presente neto (VPN).

En la investigación de Mucha (2019), titulada: “Aplicación de cable bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso, en la unidad de producción Carahuacra – compañía minera Volcán S.A.A”, de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión; tuvo como objetivo general el de estabilizar las labores mineras al usar cable bolting como reforzamiento del sostenimiento en las operaciones mineras en C.M. Volcán, y llegó a la conclusión que en la explotación subterránea, tanto en labores pequeñas como cámaras de grandes dimensiones se logra la estabilización con el sistema de cables cementados, además se usó este sostenimiento a nivel de las intersecciones cable bolting de una longitud de 10 m., esto por tener mayor problema cuando se está terminando de minar el último tramo.

2.1.3 Antecedentes locales

Localmente, en la tesis de Conde (2019), que lleva por título: “Análisis del macizo rocoso y su aplicación de cables bolting en la ejecución de echaderos de

relleno detrítico en la mina San Rafael Melgar – Puno”, de la Universidad Nacional De San Antonio Abad Del Cusco, tuvo como objetivo general el de controlar las características negativas del macizo rocoso que generan inestabilidad en los echaderos de relleno detrítico con la finalidad de mejorar y optimizar las operaciones mineras de la Mina San Rafael; y llegó a la conclusión que con la instalación de cables bolting mellizos se logró controlar la inestabilidad de los echaderos causadas por las fallas, el cual desarrollará una alta estabilidad y garantizará un proceso óptimo de relleno de la gran cavidad, a su vez se mejorará y se optimizará las operaciones mineras de la Mina San Rafael, así como también se logró estabilizar el echadero obteniéndose un Factor de Seguridad de 1.04.

2.2 Marco contextual (ámbito de estudio)

2.2.1 *Reseña histórica*

Compañía Minera Casapalca, actualmente conocida como "Alpayana", está ubicada en la sierra central de Lima y tiene una rica historia de más de un siglo. La mina se encuentra en la Cordillera de los Andes, en la provincia de Huarochirí, a unos 115 kilómetros al este de Lima.

La minería en Casapalca comenzó a finales del siglo XIX, fundada en 1889 como parte de la empresa Backus & Johnston. En 1919, fue adquirida por la compañía estadounidense Cerro de Pasco Corporation. Posteriormente, tras la nacionalización de varias empresas mineras, pasó a formar parte de Minera del Centro del Perú.

El 13 de octubre de 1986, se constituyó legalmente Compañía Minera Casapalca S.A., comenzando sus actividades al año siguiente. En 1997, obtuvo las principales concesiones de Centromin Perú y los yacimientos de pequeños mineros cercanos, lo que inició un desarrollo sostenido de minería responsable. A finales de 2019, la empresa cambió su nombre a Alpayana.(Alpayana, 2022).

2.2.2 Accesibilidad

Existen dos accesos principales:

La carretera asfaltada Lima - Casapalca, con una distancia aproximada de 115 km y un tiempo de viaje de alrededor de cuatro horas.

La carretera asfaltada Huancayo - La Oroya - Casapalca, con una distancia de 100 km y un tiempo de viaje de aproximadamente tres horas.

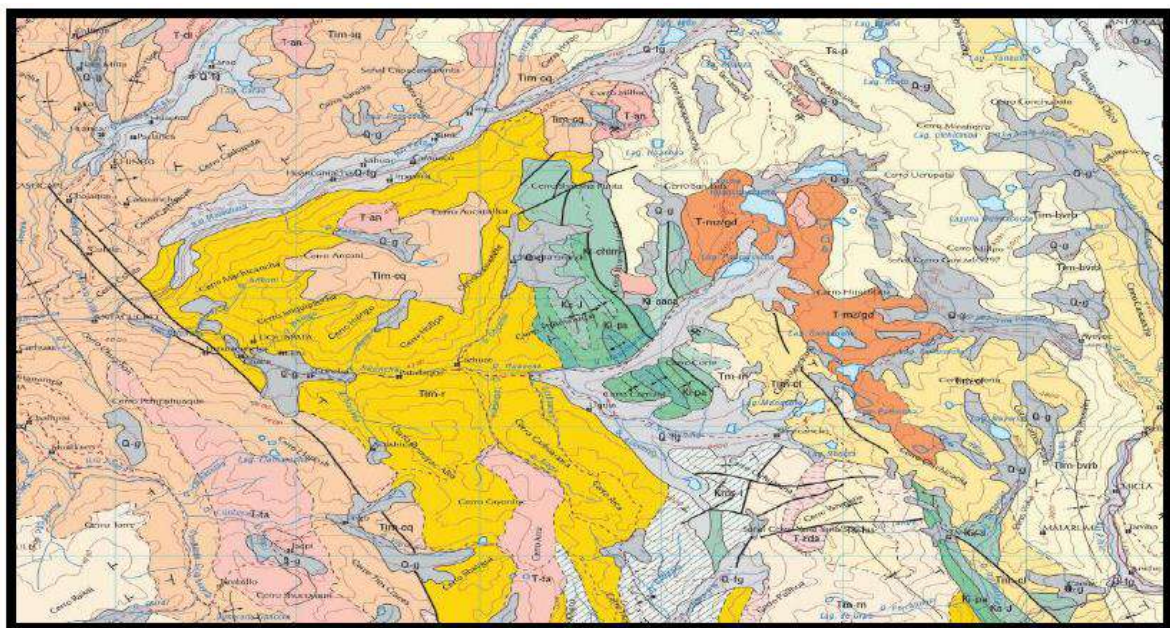
2.2.3 Geología

2.2.3.1 Geología Regional

La secuencia estratigráfica del distrito minero de Casapalca está compuesta por rocas sedimentarias y volcánicas interestratificadas, cuyas edades varían desde el Cretácico Superior hasta el Cuaternario. Las estructuras del distrito están alineadas paralelamente a la dirección general de los Andes. La estructura principal, conocida como el "Anticlinal y Sinclinal Casapalca", es un pliegue moderadamente abierto en la parte central del distrito, que se cierra hacia el norte, formando una falla inversa de empuje con inclinación hacia el este. Dentro de las secuencias sedimentarias y extrusivas, se encuentran pequeños cuerpos intrusivos de composición intermedia, que tienen una composición química similar y se diferencian únicamente en su textura.

Figura 1

Plano geológico regional



LEYENDA

ERA	SISTEMA		UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		ROCAS INTRUSIVAS					
			SECTOR OCCIDENTAL	SECTOR ORIENTAL	PLUTONICAS	HIPABISALES				
CENOZOICO	CUATERNARIO	RECIENTE	Q-al	Depósitos aluviales						
		PLEHISTOCENO	Q-fg	Depósitos fluvioglaciares						
			Q-g	Depósitos glaciares						
	TERCIARIO	SUPERIOR	Ts-p	Volc. Pacococho	Ts-p	Volc. Pacococho	T-g	Granito		
			Ts-hu	Fm. Huarochiri			T-to	Tonalita	T-ta	Traquelandesita
		MEDIO	Tm-m	Volc. Millotingo	Tm-m	Volc. Millotingo	T-gd	Granodiorita	T-a	Andesita
INFERIOR		Tim-cq	Gpo. Colqui	Tim-bvb	Fm. Bellavista Río Blanco	T-to/gd	Tonalita Granodiorita	T-rda	Riodacita	
		Tim-r	Gpo. Rimac	Tim-cl	Fm. Carlos Francisco	T-mz/gd	Monzonita Granodiorita			
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Ks-q	Fm. Celendin	KTI-c	Fm. Casapalca	T-di	Diorita	Ks-a	Andesita
			Ks-j	Fm. Jumasha	Ks-j	Fm. Jumasha				
			Ki-pa	Fm. Pariatambo	Ki-pa	Fm. Pariatambo				
			Ki-chu	Fm. Chulec	Ki-chu	Fm. Chulec				
	INFERIOR	Ki-saca	Fms. Santa Carhuaz	Ki-g	Gpo. Goyllarisquizga					
	Ki-chim	Fm. Chimu								
JURASICO TRIASICO	SUPERIOR	JR-pu	Gpo. Pucara							
	INFERIOR	Ps-mi	Gpo. Mitu							
PALEOZOICO	PERMICO	SUPERIOR								
	DEVONIANO	INFERIOR	Pi-e	Gpo. Excelsior						

Fuente: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (Ingemmet)

2.2.3.2 Geología estructural

La geología estructural es crucial en la mina Alpayana, ya que los múltiples movimientos durante la tectónica andina han creado el marco estructural actual de la zona. Estas grandes zonas de debilidad, formadas previamente, fueron aprovechadas para la colocación de la mineralización durante el Mioceno Tardío.

El sistema de esfuerzos generado en los ciclos de la tectónica andina, durante el Terciario y el Pleistoceno, especialmente en el centro de Perú en las regiones de Casapalca, San Cristóbal y Morococha, ha formado un sistema de estructuras extensas con pliegues, fallas y fracturas que controlan la colocación de intrusivos y la mineralización de vetas.

El patrón estructural regional sigue la alineación general de los Andes peruanos (N 10° - 30° W). Localmente, las rocas están plegadas formando anticlinales y sinclinales, correspondientes a la Falla Americana. Fallas transversales de los sistemas N50°E a N75°W atraviesan la secuencia litológica y las desplazan dextralmente. Las principales vetas de Casapalca se encuentran en el sistema Noreste.

Estructuralmente, la gran estructura Esperanza – Mariana – Mercedes al norte y la gran estructura Oroya - Oroya Piso - Oroya 1 al sur, forman un gran lazo sigmoide de unos 4 km de longitud, con numerosos lazos sigmoides menores y ramales (split) que presentan mineralización económicamente explotable.

La zona de cuerpos está directamente relacionada con el fracturamiento en la dirección de las vetas y está influenciada por la proximidad de las mismas.

2.2.3.3 Geología local

Las rocas que contienen ambas formas de mineralización están compuestas por una secuencia plegada de sedimentos continentales cretácicos, ubicados en los extremos este y oeste de la mina, conocidas como Formación Casapalca. Esta formación tiene dos miembros litológicos: el miembro inferior, llamado “Capas Rojas Casapalca”, está compuesto por areniscas, limolitas y lutitas rojizas, con algunos niveles de calizas blanquecinas; y el miembro superior, conocido como conglomerado Carmen, formado por areniscas arcillosas silicificadas de color rojizo, blanqueadas por alteración hidrotermal, con algunos horizontes lenticulares de conglomerados. Los cantos rodados

de estos conglomerados son muy redondeados y de tamaño bastante uniforme, compuestos principalmente por cuarcitas de grano fino de la formación Goyllarizquisga, y en menor medida por calizas de la formación Jumasha, areniscas arcillosas de las Capas Rojas, y en menor proporción por chert, que se cree son inclusiones de las calizas Jumasha. Es en este miembro donde se encuentran los cuerpos mineralizados. Es importante mencionar que las vetas en las Capas Rojas forman pequeños lazos sigmoides y fracturas con relleno de mineral, mientras que en el conglomerado Carmen forman cuerpos de mineral relleno de la matriz de los conglomerados.

Ligeramente concordantes, se encuentran las rocas de la formación Carlos Francisco, que en su base presentan el “Conglomerado Tablachaca”, con clastos redondeados de cuarcita, rocas volcánicas andesíticas y en menor cantidad clastos calcáreos; en la parte superior de la secuencia, se encuentra un conjunto de derrames volcánicos andesíticos e intrusiones subvolcánicas que afloran en la parte central y superior de Casapalca. Intrusiones hipabisales dioríticas porfiríticas a granodioríticas están presentes en el sector central y noreste de la zona de vetas, conocidas como Pórfidos Taruca y Victoria. En estos volcánicos de la formación Carlos Francisco e intrusivos, se encuentra la mineralización de vetas, que presentan ensanchamientos y ramales mineralizados.

Al sur, en la parte alta y formando parte de un sinclinal, afloran calizas grises de la Formación Bellavista. Estas rocas también se fracturan favorablemente para la colocación de vetas con mineralización económica.

A continuación, se presenta el modelo de la columna regional de la zona, en la figura 1:

Figura 2

Columna estratigráfica

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN		
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Depósitos aluviales			Arenas, gravas y limos.		
		PLEISTOCENA	Depósitos glaciares			Morrenas		
	NEÓGENO	PLIOCENA	Grupo Jauja	Formación Malauala	50		Capas lacustrinas arenas y limos poco consolidadas.	
				Formación Ushno	100		Conglomerados fluviales.	
				Formación Ingahuasi	50		Tobas blancas calcáreas. Disc. eros.	
				Formación Yanacancha	250		Lavas, brechas, conglomerados andesíticos.	
	PALEÓGENO	MIOCENA		Formación Huarochiri	400		Tobas riolíticas y riolíticas con intercalaciones de areniscas.	
				Formación Millotingo	400		Lava andesítica a dacítica, areniscas volcánicas	
				Formación Castrovirreyna	150		Volcánico - sedimentario con intercalaciones de tobas.	
		OLIGOCENA		Grupo Sacsacero	2015		Tobas riolíticas soldadas, lavas y areniscas volcánicas	
		EOCENA	SUP.					Andesita / Riolita
	MED.			Formación Tantarà	100		Derrames andesíticos a riolíticos, gris verdoso.	
	PALEOCENA						Disc. ang.	
MESOZOICA	CRETÁCEO	SUPERIOR		Formación Casapalca	4000		Lutitas, areniscas, limolitas y conglomerados de color rojo.	
				Formación Celendin	400		Dioritas.	
				Formación Jumasha	400		Calizas pardo amarillentas con margas calcáreas, yeso.	
				Formación Pariatambo	120		Calizas compactas en estratos gruesos a delgados.	
		INFERIOR		Formación Chulec	220		Calizas, lutitas de color negro fétido.	
				Formación Pariahuanca	260		Calizas gris pardo amarillentas y margas calcáreas.	
			Grupo Goyllansquizga	Formación Farrat	700		Calizas y margas calcáreas.	
				Formación Carhuaz	450		Areniscas de grano medio blanco a gris rojo.	
	JURÁSICO	MEDIA		Formación Chaucha	300		Areniscas con intercalaciones de lutitas violáceas.	
				Formación Cercapuquio	322		Caliza gris y arcillitas abigarradas.	
		INFERIOR	Grupo Pucará	Formación Condorsinga	1000		Calizas micríticas con nódulos de chert.	
				Formación Aramachay	400		Calizas micríticas con nódulos de chert.	
		TRIÁSICO	SUPERIOR		Formación Chamberá	300		Calizas micríticas con nódulos de chert.
								Disc. ang.
PALEOZOICA	PERMIANO	SUPERIOR	Grupo Mitu	1700		Secuencia rítmica molásica, conglomerados con clastos de volcánicos.		
		INFERIOR	Grupo Copacabana	150		Intrusivos y brechas volcánicas.		
	CARBONÍFERO	SUPERIOR	Grupo Tarma	1300		Areniscas, calizas y lutitas de color brunáceo.		
		INFERIOR	Grupo Ambo	900		Lutitas y limolitas grises con intercalaciones de areniscas		
	DEVONIANO	SUPERIOR	Grupo Cabanillas	780		Monzogranitos, granitos.		
		MEDIA						
	SILURIANO ORDOVICIANO			Metasedimentitas no diferenciadas	700		Conglomerados, molasas rítmicas, areniscas feldespáticas.	
							Disc. ang.	
							Secuencias tipo flysch con areniscas, lutitas y pizarras	
							Disc. ang.	
						Filitas con escasas intercalaciones de cuarcita, negro grisáceas, basaltos, metatoba y mármoles.		

Fuente: Departamento de geología, Cía. Minera Alpayana.

2.2.3.4 Geología económica

La mina Alpayana es un yacimiento polimetálico con reservas minerales presentes en vetas y cuerpos. Su mineralogía es simple y los principales minerales son esfalerita, galena, tetraedrita/freibergita, calcopirita, pirita, cuarzo, calcita y rodocrosita.

Vetas: En el conjunto de vetas hay una variedad de estructuras, generalmente resultantes de la combinación de fracturas de tipo tensional y de cizallamiento, preminerales. Estas vetas se formaron mediante el relleno de fisuras por procesos hidrotermales. En la superficie, el sistema de vetas se ha reconocido en longitudes de 3 a 5 km en dirección y se ha trabajado en alturas desde 4,800 m.s.n.m. hasta 3,540 m.s.n.m. Las vetas generalmente tienen una dirección de N30°E a N90°E, con inclinaciones variables. Las vetas se encuentran en todas las secuencias litológicas y las más importantes son: Oroya, Oroya Piso, Ximena, Ana María, Carolina, Chizsay, americana, Carla, Esperanza, Mariana, Mercedes, N3, San Antonio, Chizsay, Antachajra, Luisa, Reynaldo y Alejandro. Estas vetas presentan lazos sigmoides y ramales, como las vetas Cimoide Oroya, Cimoide Oroya Piso, Tensional, Oroya CT, Ximena Piso, Carolina W, Esperanza Piso, Esperanza Piso 2, Esperanza Norte, Marianita, Marianita Piso y Escondida.

Cuerpos: Los cuerpos mineralizados pueden ser de tres tipos:

- Stockworks y disseminaciones adyacentes a las vetas;
- Sulfuros disseminados concordantes en horizontes de conglomerados;
- Vetillas y disseminaciones en areniscas.

Los cuerpos mineralizados son yacimientos tipo skarn y depósitos de reemplazamiento metasomático, con formas irregulares, emplazados en la Formación Casapalca. Se forman por el relleno de cavidades y el reemplazamiento metasomático en areniscas y conglomerados de esta formación. La mayor parte de los cuerpos

mineralizados se encuentra en areniscas, asociadas a la epidotización y silicificación del Miembro Capas Rojas Casapalca. En los horizontes de conglomerados del Miembro Carmen, los cuerpos son de menor volumen, relativamente angostos y concordantes con la estratificación.

La presencia de epidota, un mineral calcosilicatado, indica la introducción metasomática de Si, Al, Fe y Mg en areniscas y conglomerados calcáreos de la Formación Casapalca, sugiriendo que se trata de un yacimiento tipo skarn de Zn. La alteración muestra un zoneamiento de epidota a silicificación desde los cuerpos hacia afuera, hasta la arenisca rojiza de las Capas Rojas.

El Cut Off en la zona de cuerpos es de 18 \$/TM yacimiento polimetálico (Ag/Oz, Pb %, Cu% y Zn %)

2.2.3.5 Reservas minerales

Las reservas de compañía minera Alpayana son a la fecha de consideración, de acuerdo al departamento de geología quien realiza el manejo de esta información se supo que a la fecha diciembre del 2021, en la zona cuerpos se tiene una reserva de 2 225 357 TN de los cuerpos Esperanza, Casapalca, M1, M2 y M3, también se tienen cuerpos de menor proporción que están siendo evaluados mediante perforaciones diamantinas en las zonas de profundización como los niveles 20A, 20, 21 por la empresa especializada Rock Drill.

2.2.4 Operaciones mina

Actualmente, Cía. Minera Alpayana opera en dos zonas bien definidas: la explotación semi mecanizada en vetas y la explotación mecanizada en cuerpos diseminados.

Preparación: Las labores de preparación incluyen los subniveles con sus respectivas conexiones con el nivel base, las ventanas receptoras y el primer corte para

crear una cara libre. En cada subnivel se excava una galería perpendicular al eje longitudinal y de todo el ancho del futuro caserón, correspondientes a los subniveles de perforación en un SLS estrecho. Una chimenea central conecta estas galerías, sirviendo también como primer corte para este pequeño SLS.

Chimenea V.C.R.: Las chimeneas del tipo V.C.R. (Vertical Crater Retreat), de sección 2.5 x 2.5 m², se construyen para crear la cara libre de un cuerpo en producción.

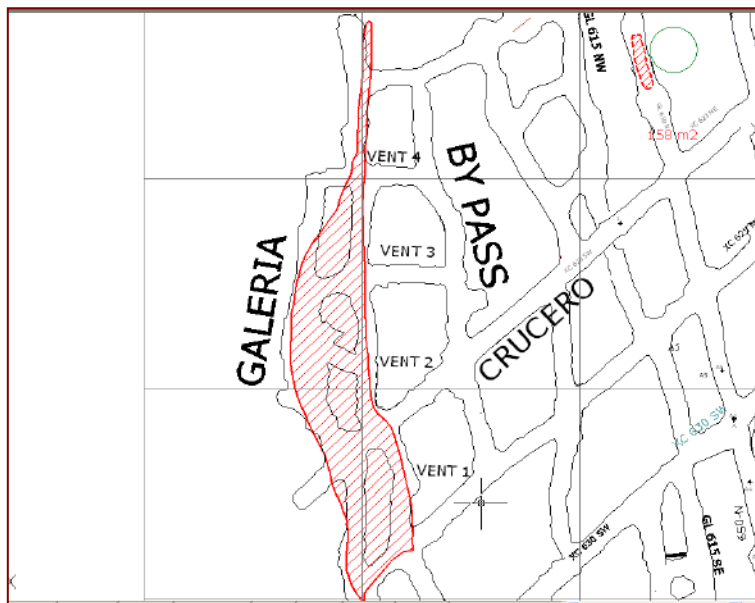
Las principales características de las operaciones de perforación y voladura para la construcción de una chimenea tipo V.C.R. son las siguientes:

- Malla de perforación.
- Iniciador.
- Retardo: detonadores no eléctricos en milisegundos (Ms).
- Taco superior: 1.0 m.

Desarrollos: Se contemplan niveles bases (donde se recepcionará el mineral) y niveles intermedios. La sección de estas galerías es de 4x4 metros, con ventanas de extracción cada 25 metros a lo largo de todo el cuerpo mineralizado, como se muestra en la figura 3:

Figura 3

Bosquejo del desarrollo y preparación



Fuente: Departamento de planeamiento, Cía. Minera Alpayana

La altura del caserón o tajo no tiene restricciones teóricas; en Alpayana, esta se adapta a las condiciones del yacimiento. En la mayoría de los casos, se cubre toda la altura de la mineralización para limitar el número de galerías bases de extracción a una sola, en lugar de tener varias.

2.2.5 Métodos de explotación

Métodos de explotación – zona cuerpos

Sub level stoping

La preparación de este método incluye galerías de perforación (GP), una galería de base o undercut para el transporte y evacuación del mineral extraído, y chimeneas VCR para crear una cara libre. La perforación se realiza con taladros largos radiales, utilizando tiros de entre 15 y 25 metros. El transporte y evacuación del mineral se efectúa desde la galería undercut, una zanja recolectora que recibe el mineral arrancado que cae por gravedad.

Este método se aplica tanto a cuerpos macizos como a vetas estrechas. Las características del macizo rocoso deben ser buenas, con paredes y techos firmes y estables. La calidad de la roca debe ser competente y su ángulo de buzamiento mayor a 60°. Generalmente, se utiliza en yacimientos verticales con formas y dimensiones regulares.

2.2.6 Ciclo de minado

El ciclo de minado para la explotación con Sub level stoping, consta de las siguientes etapas:

2.2.6.1 Perforación

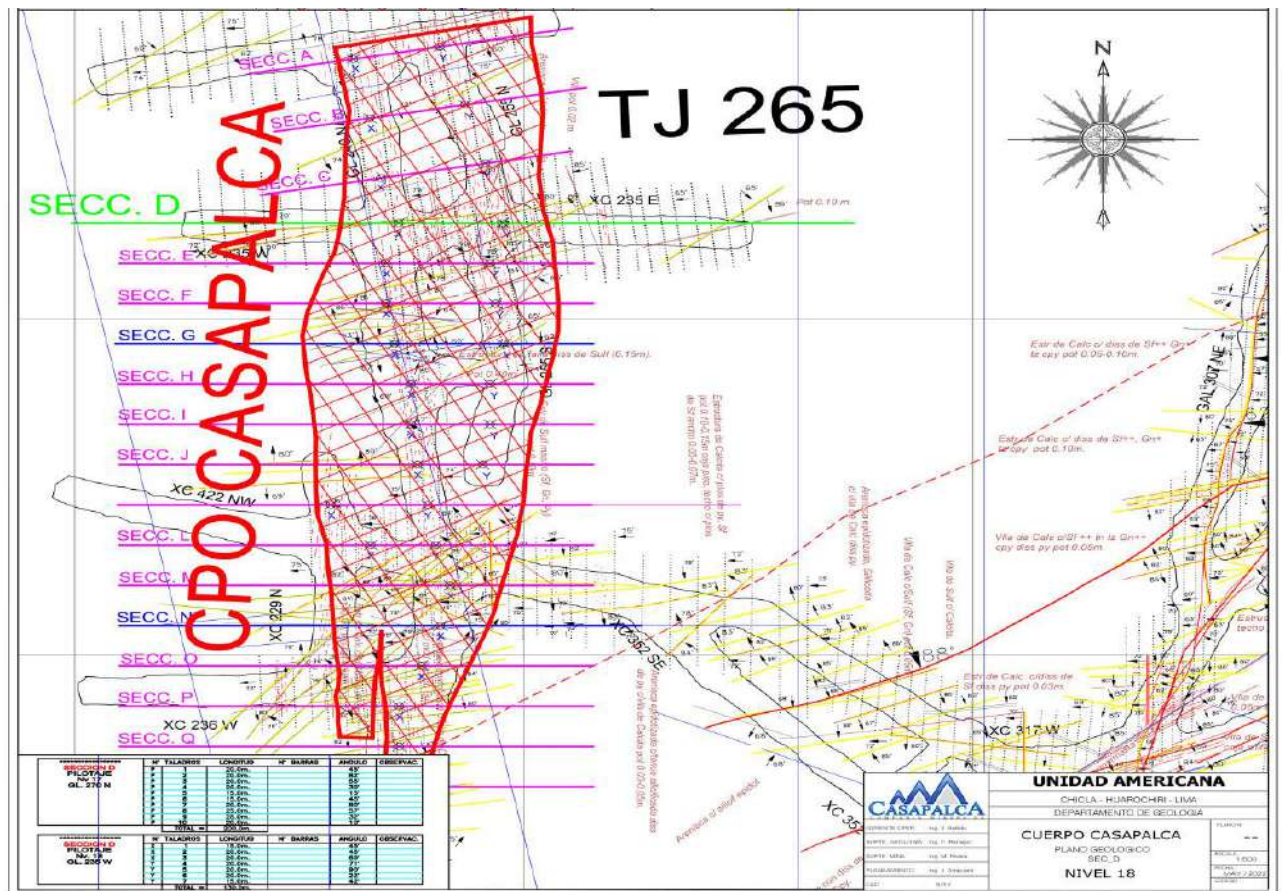
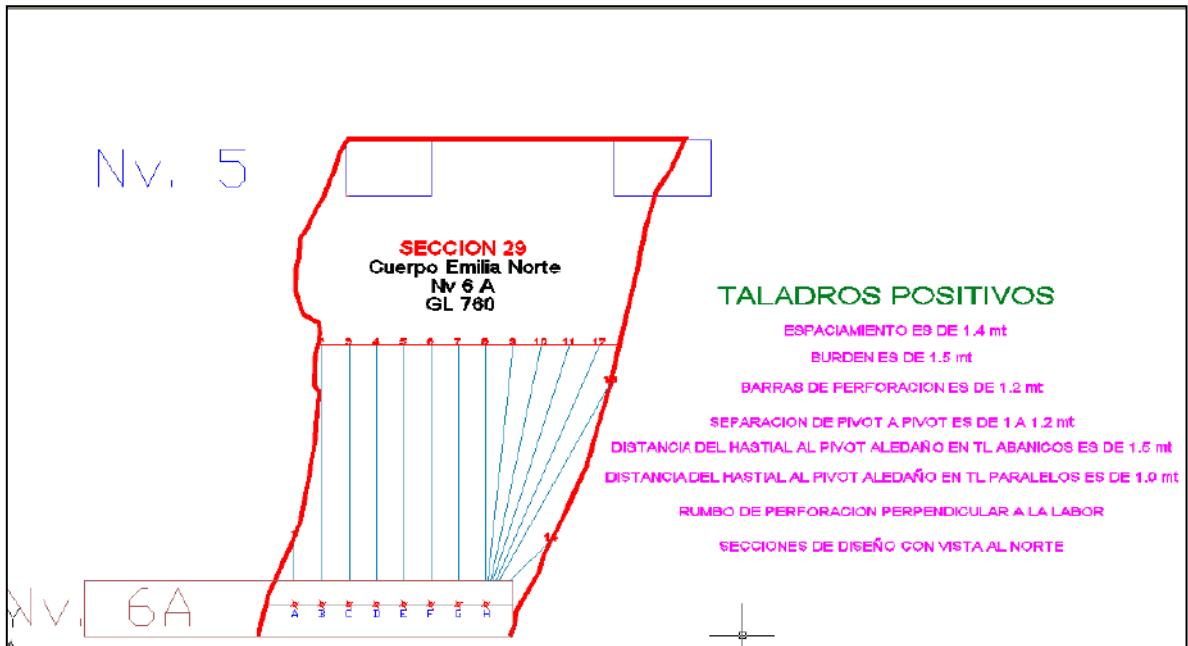
La perforación se lleva a cabo utilizando taladros largos dispuestos tanto de manera paralela como radial, con longitudes que oscilan entre 15 y 20 metros en dirección vertical, tanto hacia arriba como hacia abajo.

Se disponen de 6 equipos electrohidráulicos con una capacidad de perforación de 3.75 toneladas por metro perforado.

El proceso de perforación comienza desde el nivel base, utilizando taladros positivos. Las perforaciones en los niveles intermedios se realizan de manera negativa para establecer comunicación con el tajo inferior, y de manera positiva para dejar un puente hacia el siguiente nivel base.

Figura 4

Perforación de taladros largos (+)



Fuente: Departamento de planeamiento, Cía. Minera Alpayana.

2.2.6.2 Voladura

La voladura de tajos con taladros largos implica cargar secciones previamente perforadas, considerando evaluaciones geomecánicas, geológicas y de seguridad. Antes de la voladura, se desarrolla un plan operativo que debe ser revisado y aprobado por áreas competentes como seguridad, geología, geomecánica y superintendencia de operaciones mina, debido al uso de altos niveles de explosivos y la significativa perturbación al macizo rocoso.

El carguío de los taladros se realiza bajo supervisión y participación de las áreas mencionadas. En caso necesario, se utiliza un equipo telehandler Manitou debido a la altura de la labor. Los faneles de LP y los faneles de 9 pies se amarran al pentacord, seguido por el amarre final a la mecha de seguridad.

Por razones de seguridad, la labor se bloquea, y se sigue el protocolo de voladura, usualmente discutido en la reunión de media guardia dentro de la mina. Una vez dada la orden, el chispeo es realizado por el ingeniero o supervisor responsable, procediendo luego a la retirada hacia la superficie.

2.2.6.3 Ventilación

Para la adecuada ventilación, que generalmente se lleva a cabo durante el cambio de guardia, se emplea ventilación forzada mediante ventiladores axiales, así como ventilación natural.

Todo el gas generado por las voladuras es dirigido hacia los RBs (puntos de retorno de aire viciado) mediante ventiladores secundarios, para luego ser expulsado a la superficie mediante ventiladores principales que tienen una capacidad de 200,000 CFM. Estos ventiladores están ubicados lejos del campamento minero.

En Cía. Minera Alpayana, el supervisor o jefe de guardia a cargo de la guardia entrante realiza una inspección del ambiente antes de dar cualquier orden de trabajo,

cumpliendo con lo establecido en el reglamento sectorial DS 024-2016 y su modificación 023-2017.

Los resultados del monitoreo se registran en las pizarras de monitoreo instaladas en cada área de trabajo, para que el personal pueda consultarlos.

2.2.6.4 Acarreo y transporte de mineral

Las labores de carga y transporte se realizan utilizando equipos L.H.D. de 6.2 y 4.10 yardas cúbicas (scooptram). Estos equipos tienen la capacidad de transportar el mineral desde las galerías o ventanas hasta los ore pass ubicados en el nivel de transporte inferior. Desde allí, el mineral se carga en volquetes y se transporta a los ore pass para su extracción mediante skips de 10 toneladas, a través de piques verticales hasta el nivel principal donde se encuentra la bocamina principal. Finalmente, el mineral es transportado con volquetes de 35 toneladas hasta la planta concentradora.

2.2.6.5 Relleno

El relleno detrítico está compuesto por bloques de roca sub-angulosas y rugosos, con un tamaño máximo entre 14 y 16 pulgadas, y un contenido de finos de aproximadamente 6-7%. Se clasifica como grava pobremente gradada con presencia de limo y arena. Su densidad in-situ promedio es de 2.305 gramos por centímetro cúbico, y logra un grado de compactación óptimo superior al 95%.

2.2.7 Seguridad mina

2.2.7.1 Sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional

La Compañía Minera Casapalca S.A. es una empresa nacional dedicada a la exploración, desarrollo, preparación, explotación y beneficio de minerales polimetálicos como cobre, plomo, zinc y plata (Alpayana, 2022).

La organización se compromete a utilizar todos los recursos necesarios para prevenir accidentes y enfermedades ocupacionales entre sus trabajadores, así como fomentar una gestión responsable del medio ambiente y el desarrollo sostenible de las comunidades donde opera.

Para el año 2022, se elaboró el reglamento interno de seguridad y salud ocupacional en función de los riesgos significativos y el índice de accidentabilidad, el cual fue aprobado por el Comité de Seguridad y Salud Ocupacional y consta de 209 artículos.

2.2.7.2 Plan de seguridad y salud ocupacional

De acuerdo con la Ley N°29783 de Seguridad y Salud en el Trabajo y el Artículo 58 del D.S.024-2016-EM, junto con su modificación D.S.023-2017-EM que regula la Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, se ha desarrollado el presente Reglamento Interno de Seguridad y Salud Ocupacional de Compañía Minera Alpayana S.A.

Este reglamento está alineado con el Sistema Integrado MASST de Compañía Minera Alpayana S.A. y tiene como objetivo principal prevenir incidentes, accidentes y enfermedades ocupacionales. Busca promover un cambio cultural hacia la seguridad, involucrando a todos los miembros de nuestra organización (Alpayana, 2022).

Además, el reglamento cumple con los requisitos legales establecidos en la Ley N°29783 de Seguridad y Salud en el Trabajo, el D.S. 024-2016-EM y su modificación D.S. 023-2017-EM sobre la Seguridad y Salud Ocupacional en minería, así como con la R.M. N°050-2013-TR que establece los formatos referenciales para los registros obligatorios del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud en el Trabajo.

2.3 Bases teóricas

2.3.1 *Diseño de sostenimiento*

El propósito del sostenimiento en excavaciones subterráneas es asegurar, controlar y mantener la estabilidad de las mismas, garantizando condiciones seguras de trabajo y acceso a las labores subterráneas. Al diseñarlo, es crucial considerar varios aspectos según Osinergmin (2017):

- Las características del macizo rocoso.
- La influencia de los esfuerzos naturales e inducidos.
- La orientación de la excavación respecto a las estructuras geológicas.
- La forma y dimensiones de la excavación.
- La deformabilidad del macizo rocoso y de los elementos de sostenimiento para asegurar la durabilidad esperada de la excavación.

El tiempo entre la ejecución de la excavación y la instalación del sostenimiento depende de la calidad del macizo rocoso. En rocas de buena calidad, la instalación del sostenimiento puede retrasarse, pero en rocas menos estables debe realizarse lo antes posible para evitar problemas de estabilidad, como señala LOM (2015). Según su acción en la roca, el sostenimiento puede ser activo o pasivo, según Osinergmin (2017):

- Sostenimientos pasivos: actúan en la superficie o dentro de la excavación (ej. cimbras metálicas, cuadros de madera, concreto lanzado y pernos cementados). Estos elementos requieren que la roca se deforme antes de comenzar a actuar como soporte.
- Sostenimientos activos: operan dentro del macizo rocoso (ej. pernos de anclaje tensados y cables de anclaje tensados). Proporcionan refuerzo desde el momento de la instalación, creando una zona de compresión que contribuye a la estabilidad de la excavación.

La elección del tipo de sostenimiento dependerá de los requisitos de la excavación, las condiciones del macizo rocoso, la maquinaria disponible y los costos de instalación. Es esencial incluir un plan de control en el proyecto para monitorear el comportamiento del sostenimiento y los movimientos del macizo rocoso durante todas las fases constructivas y operativas.

Para calcular el sostenimiento de excavaciones subterráneas, se pueden emplear métodos numéricos, de equilibrio límite y empíricos. Se recomienda utilizar al menos dos métodos para comparar y validar los resultados.

2.3.2 Evaluación de demanda de sostenimiento

El sistema de refuerzo de una excavación subterránea se determinará en función de las características geomecánicas del macizo rocoso, los esfuerzos presentes en el sitio, la historia de cargas aplicadas, la disponibilidad y costo de los elementos de sostenimiento, así como la maquinaria disponible. Aunque no hay reglas estrictas para definir las necesidades de sostenimiento, se pueden considerar los siguientes pasos según las recomendaciones indicadas:

- Durante la fase de investigación del sitio, es recomendable clasificar el macizo rocoso utilizando al menos dos sistemas de clasificación empíricos, como por ejemplo RMR y Q.
- Realizar una evaluación preliminar de los sistemas de soporte utilizando métodos empíricos de sostenimiento, como el gráfico de sostenimiento del Sistema Q de Barton.
- En los frentes de trabajo, realizar una evaluación de estabilidad mediante métodos gráficos, como el método de estabilidad de Potvin y otros.
- En ausencia de ensayos de esfuerzos in situ, se pueden estimar los esfuerzos utilizando la teoría de Sheorey (1994). Es importante determinar la dirección de

los esfuerzos principales, idealmente mediante el análisis de fallas conjugadas, y orientar las excavaciones en consecuencia.

- Evaluar las condiciones de esfuerzo in situ alrededor de la excavación, utilizando herramientas como el programa Phase2.
- Si existen esfuerzos de tensión en la periferia de la excavación, considerar modificaciones en la geometría de la excavación para minimizar estos esfuerzos. En caso de no ser posible, calcular la longitud del sostenimiento necesario, el módulo de elasticidad y el espesor de concreto lanzado requeridos para estabilizar la zona.
- En caso de esfuerzos de compresión alrededor de la excavación, calcular el esfuerzo máximo en la periferia y compararlo con la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso para establecer un factor de seguridad. Si el esfuerzo en la periferia supera la resistencia del macizo, realizar un análisis detallado de las zonas potencialmente debilitadas.
- Realizar un análisis de estabilidad estructuralmente controlada para evaluar posibles cuñas y bloques inestables utilizando proyecciones estereográficas, por ejemplo, con el programa Unwedge. Si se identifican áreas vulnerables, calcular la longitud del sostenimiento y el espesor del concreto necesario para estabilizar la excavación, considerando las implicaciones de la secuencia de excavación y las variaciones posibles en la instalación del sostenimiento.
- Evaluar el método constructivo que se utilizará para la excavación y el sostenimiento, considerando aspectos como la secuencia de trabajo, la seguridad, la mano de obra, la maquinaria disponible y el costo total del sostenimiento.
Diseñar la mezcla de concreto con una resistencia a la compresión adecuada para

el sitio, y realizar pruebas para verificar la resistencia del concreto, según las normativas establecidas (Osinermin, 2017).

2.3.3 Tipos de sostenimiento de mina subterránea

Una condición esencial para asegurar un sostenimiento eficaz después de la excavación es realizar una investigación y evaluación exhaustiva de la estructura del macizo rocoso. Los principales tipos de sostenimiento utilizados en operaciones subterráneas incluyen:

- Anclajes.
- Cable bolting.
- Revestimientos de concreto.
- Aplicación de concreto proyectado (simple o reforzado con fibras).
- Puntales de madera.
- Paquetes de madera (Wood pack).
- Cuadros de madera con relleno de madera.
- Cimbras metálicas.
- Cimbras cedentes.
- Gatos hidráulicos.
- Malla metálica entrelazada y electrosoldada.
- Relleno (simple o cementado).
- Pernos autoperforantes con relleno de cemento (para rocas blandas).
- Elementos de presoporte (micropilotes y spilling bars) (Osinermin, 2017).

2.3.3.1 Pernos de anclaje

Los pernos transmiten esfuerzos a la roca inmediatamente después de su instalación, permitiendo que la roca participe en el sostenimiento. Existen diversos tipos de pernos que se distinguen por su método de anclaje (expansión, adherencia o fricción)

y por su capacidad de deformación (rígidos o dinámicos). Las características específicas de los pernos de anclaje son cruciales al momento de seleccionarlos, y se detallan en la tabla 2 las propiedades de los pernos de anclaje más comúnmente utilizados.

Tabla 2

Características de pernos de anclaje

Propiedades de los pernos de anclaje		
Tipo de perno	Resistencia del límite elástico (ton)	Resistencia a la ruptura (ton)
5/8" perno mecánico	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (ss-33)	8.5	10.6
Split set (ss-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
Swellex deformable	N/A	9.5
Super Swellex	N/A	22
20mm barra (#6)	12.4	18.5
22mm barra (#6)	16	23
25mm barra (#6)	20.5	30.8
#6 Dywidag	11.9	18
#7 Dywidag	16.3	24.5
#8 Dywidag	21.5	32.3
#9 Dywidag	27.2	40.9
#10 Dywidag	34.6	52
1/2" Cable bolt	15.9	18.8
5/8" Cable bolt	21.6	25.5
1/4"x4" Strap(MS)	25	39

Fuente: (Pakalnis, 2015)

Nota: #6 relacionado a 6/8", #7 relacionado a 7/8" de diámetro.

2.3.3.2 Malla metálica

La instalación de malla en el techo y en los hastiales de las excavaciones es un método altamente efectivo para evitar la caída de pequeños bloques de roca. En este caso, la malla se utiliza junto con los pernos de anclaje, prestando especial atención a asegurarla con la placa de retén del perno. La malla metálica proporciona un sostenimiento seguro que debe poder contener los fragmentos de roca pequeños que podrían desprenderse entre un perno y otro, siendo muy eficaz y económica en comparación con otros sistemas para retener rocas sueltas (Hoek, Kaiser, & Bawden, 2005).

Consideraciones para su uso incluyen:

- Este tipo de sostenimiento no está diseñado para soportar cargas estáticas o dinámicas por sí solo, pero en combinación con otros sistemas de soporte puede manejar dichas cargas.
- Cuando se utiliza junto con pernos dinámicos, se emplea para retener fragmentos de roca expulsados durante micro sismicidad; la capacidad de absorción de energía de una malla electrosoldada de 10 m x 10 m x 4 mm es de 3 a 6 kJ/m², lo cual debe ser verificado por el fabricante.
- Este sistema de sostenimiento es adecuado para asegurar áreas de tránsito de personal, puntos de reunión de trabajadores, subestaciones eléctricas, salas de trituración, entre otros.

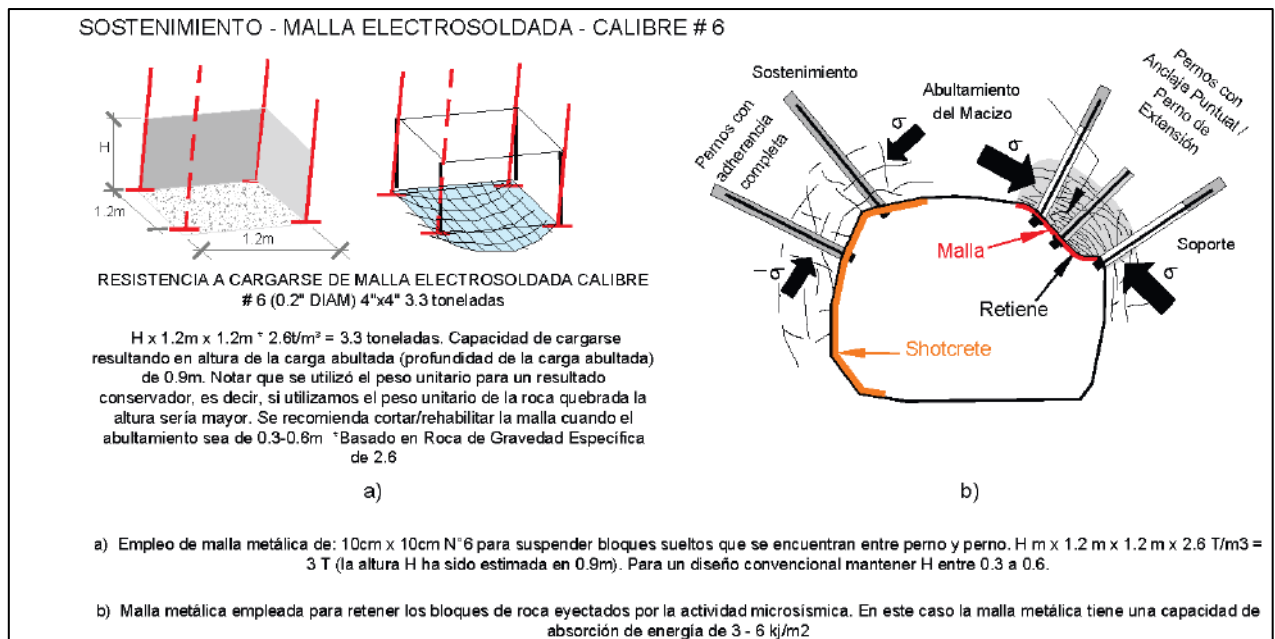
Existen dos tipos principales de malla: de alambre tejido y electrosoldada. La malla de alambre tejido es flexible y se utiliza para contener caídas de rocas en techos y hastiales de excavaciones, aunque no se recomienda con concreto lanzado debido a que puede dificultar su correcta aplicación sobre la roca, dejando espacio detrás de la malla.

En cambio, la malla electrosoldada es más rígida y más adecuada para combinarse con el concreto lanzado (Osinergmin, 2017).

En la figura 5, se muestra la capacidad que presentan las mallas electrosoldadas.

Figura 5

Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos



Fuente: (Pakalnis, 2015)

2.3.3.3 Concreto lanzado

El concreto lanzado es un tipo de mortero transportado a través de mangueras y aplicado neumáticamente sobre la superficie a recubrir, donde fragua, endurece y adquiere una notable resistencia (Ucar Navarro, 2004). Se emplean dos métodos de mezclado: mezcla seca y mezcla húmeda, cada uno con características específicas.

Actualmente, es común utilizar concreto reforzado con fibras de acero y/o sintéticas.

El concreto lanzado presenta dos efectos principales al actuar sobre la superficie de la roca:

- Sellado de la superficie rocosa para cerrar las fracturas.

- Prevención de la descompresión y alteración de la roca.

Idealmente, se aplica formando un anillo completo alrededor de la excavación para resistir las cargas transferidas por la deformación de la roca circundante y cargas puntuales de bloques deslizantes. En caso de que no sea posible formar el anillo por razones operativas, se recomienda cubrir completamente paredes y techos de los túneles, evitando áreas reducidas.

Al utilizar concreto lanzado, se deben considerar diversos aspectos:

- Diseño de mezcla específico para el concreto lanzado.
- Resistencia requerida del concreto lanzado.
- Espesor del concreto aplicado.
- Presencia y drenaje de aguas subterráneas detrás del concreto.
- Calidad del agua utilizada.
- Tipo de mezcla (húmeda o seca).
- Uso de aditivos como micro sílice para mejorar resistencia a la compresión y resistencia química.
- Incorporación de fibras de refuerzo según normativa EN 14889.
- Realización de ensayos de rendimiento para verificar resistencia a compresión simple y absorción de energía.
- Aplicación adecuada del concreto lanzado, incluyendo preparación de la superficie y ángulo correcto de la boquilla durante la aplicación.
- Consideración de la resistencia temprana del concreto para evitar daños durante operaciones de voladura.

Las proporciones de materiales para mezcla seca y húmeda varían según las necesidades específicas, como se detalla en la tabla 3.

Tabla 3*Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice*

Componentes	Mezcla seca		Mezcla húmeda	
	Kg/m ³	% de materiales secos	Kg/m ³	% de materiales húmedos
Cemento	420	19	420	18.2
Aditivo de sílice	50	2.2	40	1.7
Mezcla de agregados	1670	75.8	1600	69.2
Fibras de acero	50	2.2	50	2.2
Acelerante	13	0.6	13	0.6
Superplastificante	-	-	6 litros	0.2
Reductor de agua	-	-	2 litros	0.08
Incorporador de aire	-	-	sí requiere	
Agua	controlado a la boquilla		180	7.8
Total	2203	100	2311	100

Fuente: Guía de criterios geomecánicos, Osinergmin.

2.3.3.4 Cimbras metálicas

Son Las cimbras metálicas son estructuras en forma de arco construidas con perfiles de acero que se adaptan a la sección típica del túnel, diseñadas para sostener la roca suelta del techo y las paredes laterales. Se utilizan principalmente en condiciones extremas de roca de muy baja calidad, como roca altamente fracturada o inestable, o para contener bloques de roca eyectados por explosiones.

Existen dos tipos de cimbras: rígidas y deslizantes. Las cimbras rígidas emplean perfiles como W, H e I, con placas y pernos para formar una estructura sólida que abarca toda la sección del túnel. Su instalación requiere nivelar el piso para asegurar la estabilidad de las placas y empernar otras partes de la cimbra a lo largo del perímetro de la excavación.

Por otro lado, las cimbras deslizantes utilizan perfiles como V y Ω , compuestas generalmente por tres segmentos deslizantes entre sí, ajustados con uniones de tornillo.

Estas cimbras tienen la particularidad de ser menos rígidas y pueden deformarse si la presión es alta o si el macizo rocoso falla. Su instalación también demanda un soporte en el piso y un ajuste preciso de los tirantes para mantener la estructura bajo compresión.

Al colocar cimbras metálicas, es recomendable considerar:

- Las condiciones de esfuerzos del macizo rocoso.
- Las cargas verticales y laterales que soportarán las cimbras.
- En macizos rocosos de muy baja calidad, es aconsejable preparar previamente el macizo con concreto lanzado de alta resistencia para asegurar la instalación segura de la cimbra.
- Los materiales utilizados para el bloqueo de las cimbras.
- Asegurar el correcto bloqueo de las cimbras.
- Aplicar un revestimiento adecuado a las cimbras, como chapas metálicas acanaladas.
- Asegurar que la cimbra quede completamente fijada al macizo rocoso, soportando cargas adecuadas.

2.3.3.5 Otros tipos de sostenimiento

Los puntales de madera consisten en postes de madera con una longitud máxima de 3.0 metros y diámetros que varían de 6 a 10 pulgadas. Se colocan perpendicularmente a las cajas, principalmente en tajeos de vetas estrechas, ya sean verticales o inclinados según el buzamiento de la veta. Funcionan principalmente bajo compresión, con capacidad de soportar hasta 10 MPa, evitando cargas de flexión. Estos puntales se aseguran a las cajas mediante una plantilla de madera en un extremo y una patilla excavada en la roca en el otro, bloqueándolos con cuñas en el lado de la plantilla.

Son esenciales en tajeos donde se requiere un soporte continuo a medida que avanza la explotación, siendo cubiertos finalmente por relleno como sostenimiento definitivo.

Los paquetes de madera se emplean cuando los puntales no son suficientes para soportar techos de tajeos con cargas elevadas o cuando la altura no permite la instalación de puntales. Se utilizan en la explotación de tajeos mediante corte y relleno, así como en cámaras y pilares para contener roca suelta entre los pilares naturales, sin reemplazarlos. Estos paquetes se construyen con madera redonda de 6 a 8 pulgadas de diámetro y al menos 1.2 metros de longitud, formando anillos cuadrados de 0.8 x 0.8 metros en diversas configuraciones. El extremo superior del paquete se bloquea a la roca para asegurar su estabilidad.

Los cuadros de madera se emplean en túneles excavados en roca de muy baja calidad, como la muy fracturada o alterada, que requiere soporte inmediato. Estos cuadros están compuestos por dos postes, un sombrero y dos tirantes que los unen, ensamblados mediante destajes en la madera. Diseñados para soportar cargas verticales del techo rocoso, son utilizados también en la explotación de vetas angostas con minerales y cajas de baja calidad. Los cuadros deben quedar firmemente bloqueados a la superficie de la excavación para evitar deslizamientos. Son considerados como un tipo de sostenimiento pasivo, actuando cuando la carga de la roca se transfiere sobre ellos.

El pre refuerzo del macizo rocoso, aunque no constituye un tipo de sostenimiento propiamente dicho, se utiliza como método preventivo para facilitar la excavación en túneles donde el macizo rocoso estará sujeto a condiciones variables de esfuerzos. Se aplica antes de la excavación principal para reforzar parcialmente la roca, permitiendo la instalación posterior del sostenimiento definitivo como el concreto lanzado o cerchas metálicas. El pre refuerzo elimina riesgos como la caída de rocas y debe garantizar la seguridad total durante la operación de sostenimiento.

Este enfoque es crucial en macizos rocosos de baja calidad, donde se pueden emplear técnicas como pernos auto-perforantes para asegurar un anclaje efectivo en el macizo. La elección del material de soporte dependerá de las condiciones específicas de cada mina y el uso previsto para la excavación.

2.3.4 Cable (*Cable bolting*)

En minería subterránea, los cables de anclaje son efectivos para detener el desplazamiento de la roca en los tajeos de explotación y otras excavaciones grandes (Osinermin, 2017). Estos cables, conocidos como cable bolting, se utilizan principalmente para mejorar la estabilidad del macizo rocoso, controlar la dilución y asegurar la seguridad de los trabajadores y equipos dentro de la mina (VICOR Ingenieros, 2014).

Es esencial considerar las características geomecánicas clave de este tipo de sostenimiento. El cable bolting suele tener un peso unitario de 1.10 Kg/m y está disponible en longitudes típicas de 6, 10, 20 y 25 metros. Utiliza un cable de 5/8" con 7 hebras y el tipo más común es el cable bulbado. Ofrece una resistencia a la tracción de 24.2 toneladas/metro (Hoek, Kaiser, & Bawden, 2005).

La norma ASTM A416 de la American Society for Testing and Materials establece estándares internacionales para cables de acero de siete alambres sin recubrimiento, con grados principales de 250 (1725 MPa) y 270 (1860 MPa). Cualquier adquisición de este material debe cumplir con este estándar internacional.

Para la instalación de cables de anclaje, especialmente los del tipo cementados sin tensión, se recomienda hacerlo antes del inicio de la explotación del tajeo y continuar con su colocación a medida que avanza la operación. Algunas consideraciones importantes para la instalación incluyen el diámetro adecuado de la perforación para permitir el paso del cable y de las mangueras de inyección y purga.

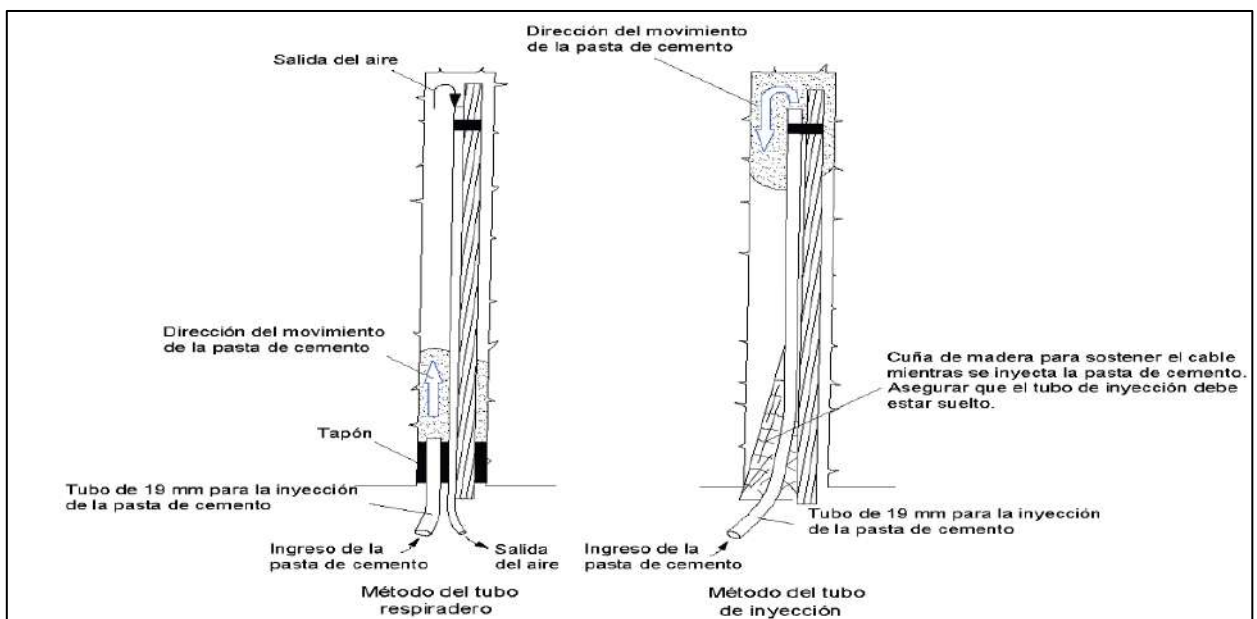
Es crucial seleccionar el tipo adecuado de cable, como los bulbados (Birdcaged strand, Nutcaged strand y Bulbed strand), que proporcionan mayor resistencia al arranque. Se sugiere mantener una baja relación agua/cemento (por ejemplo, $a/c = 0.3$) en la mezcla de cemento para asegurar una alta resistencia. El uso de aditivos como superplastificantes y agentes reductores de agua puede ser beneficioso para optimizar esta relación.

La elección correcta de la bomba de inyección es fundamental para manejar pastas de cemento viscosas con baja relación agua/cemento. Se deben seguir métodos de inyección que garanticen el llenado completo del taladro sin generar vacíos internos. En las minas peruanas, se emplea comúnmente el método de inyección con "tubo retráctil" para anclar cables de anclaje cortos.

La figura 6 ilustra los principales métodos de inyección utilizados para el cable bolting en la minería subterránea.

Figura 6

Métodos de inyección de cables de anclaje



Fuente: Hoek, Kaiser, Bawden, 1995

Es también importante tener en cuenta las configuraciones de cable bolting más conocidas en el mundo minero y civil, las cuales se muestran en la figura 7:

Figura 7

Configuración de cables de anclaje

Alta capacidad al corte (Mathews et al, 1986)		 Tubería de acero Concreto
Trenzado tipo jaula (Hutchins et al, 1990)		 Antinodo Nodo
Trenzado emburbado (Garford, 1990)		 Antinodo Nodo
Trenzado tipo remalle (Windsor, 1986)		 Antinodo Nodo

Fuente: Hoek, Kaiser y Bawden, 1995.

2.3.4.1 Instalación del cable:

En la Figura 6 se muestra el método conocido como "tubo respiradero" para la inyección de cables de anclaje en taladros ascendentes, siendo este el método más utilizado para cables de trenzado simple en minería subterránea (Osinermin, 2017). Consiste en inyectar una pasta de cemento con una relación agua/cemento de 0.30 - 0.35 a través de una tubería de inyección de 19 mm de diámetro, mientras que el aire se purga mediante un tubo de 9 mm de diámetro. La inyección se detiene cuando la pasta de cemento regresa por el tubo respiradero, asegurando que este último quede completamente lleno al finalizar la inyección.

Otro método utilizado es el "tubo de inyección", aplicable tanto en taladros ascendentes como descendentes para cables de trenzado simple (Osinermin, 2017). En este método, la inyección se realiza mediante una manguera de 19 mm de diámetro que

alcanza el fondo del taladro (Figura 9-11 derecha). Permite usar una relación agua/cemento baja (0.3 a 0.35) y evita la formación de burbujas en el taladro. La inyección se considera completa cuando la pasta acuosa aparece en la boca del taladro, continuando hasta que se observe una pasta de cemento densa. Es crucial manejar cuidadosamente la tubería de inyección para evitar vacíos al retirarla conforme se llena el taladro.

En cuanto a la instalación del cable bolting cementado, este consiste en un conjunto estructural que incluye el cable de acero, tubo de inyección, cuña, barril (mordaza) y platina de acero. Se deben seguir las especificaciones ASTM A416 para los cables de acero, asegurando que sean de grado 270 de normal o baja relajación y libres de soldaduras.

El cemento utilizado típicamente es el Portland Tipo I conforme a la norma ASTM C-150, en presentaciones de bolsas de 42.5 kg o a granel, asegurando un almacenamiento adecuado para mantener sus propiedades físicas. La mezcla de cemento, libre de agregados, debe tener una relación agua/cemento (por peso) entre 0.35 y 0.4 para optimizar la resistencia y consistencia.

El agua empleada debe ser potable, fresca y limpia, libre de sustancias perjudiciales como aceite, ácidos, álcalis, sales minerales y otras impurezas que puedan afectar el cemento o el acero. Además, se utilizan accesorios como tubos de plástico de alta densidad para el enlechado y tubos de desfogue de aire/lechada de 3/8" de diámetro.

La instalación requiere equipos adecuados como mezcladoras y bombas de capacidad suficiente, junto con mangueras dimensionadas para garantizar una inyección continua y precisa de la lechada. Los taladros para anclajes deben perforarse según las especificaciones de los planos, asegurando limpieza y sobre-perforación si los taladros permanecen abiertos durante varios días.

Durante la inserción del cable de acero, se debe limpiar completamente de escamas, óxidos y suciedad para asegurar una buena adherencia. Cada cable debe ser inspeccionado durante la instalación para detectar daños en el revestimiento o protección anticorrosiva, reparándolos o reemplazándolos según sea necesario. Es fundamental evitar curvaturas cerradas que puedan comprometer la integridad del cable durante su instalación en el taladro.

La lechada de cemento utilizada para asegurar el anclaje a la roca debe ser lo suficientemente fluida para permitir una instalación adecuada pero estable, asegurando que no ocurran fugas superiores al dos por ciento durante el proceso. Esta mezcla debe tener una resistencia mínima superior a los 21 MPa al momento del tensado.

Normalmente, no se requiere el uso de aditivos para mejorar la fluidez o reducir el agua en la mezcla. En caso de ser necesario emplear algún aditivo, este debe contar con la aprobación previa de la supervisión, y se deben realizar pruebas para asegurar que no afecten negativamente las propiedades de adherencia y resistencia de la mezcla. El uso de acelerantes generalmente no está permitido.

La placa de apoyo del anclaje y la cabeza o tuerca del mismo deben instalarse de manera perpendicular al cable, dentro de un margen de ± 0.05 rad (± 3 grados), asegurándose de centrar adecuadamente la placa de apoyo y evitando curvar o retorcer los elementos de acero pretensado. La cola del cable debe limpiarse y protegerse de daños hasta la prueba final y el bloqueo. Una vez que el anclaje haya sido aprobado por el Ingeniero, se procederá a cortar la cola del cable a su longitud final según las recomendaciones del fabricante. La instalación se completa con la colocación de la cubierta, si es necesario, y su material de relleno (filler), finalizando así el proceso de construcción del anclaje.

2.3.5 Mejoramiento en la estabilidad del macizo rocoso

2.3.5.1 Importancia de la estabilidad

En la minería, asegurar la estabilidad del macizo rocoso es fundamental para proteger a los trabajadores y mantener la continuidad operativa. La inestabilidad del macizo rocoso conlleva riesgos graves como desprendimientos, derrumbes, hundimientos y vertidos de material, que pueden ocasionar lesiones severas e incluso poner en riesgo la vida de los trabajadores, además de interrumpir o detener las operaciones mineras, lo que afecta negativamente la producción y los costos.

Por lo tanto, es crucial llevar a cabo una evaluación exhaustiva de la estabilidad del macizo rocoso antes de iniciar cualquier actividad minera. Esto implica realizar estudios geológicos detallados, instalar instrumentos de monitoreo y llevar a cabo pruebas de campo para evaluar la estabilidad del macizo rocoso.

Además, durante la planificación y ejecución de las operaciones mineras, es esencial monitorear continuamente la estabilidad del macizo rocoso y tomar medidas preventivas para mitigar cualquier riesgo potencial. Esto puede incluir la aplicación de técnicas de control de estabilidad, como el refuerzo y consolidación de las paredes de la mina, así como la implementación de medidas adicionales de seguridad para proteger a los trabajadores.

En resumen, mantener la estabilidad del macizo rocoso es crucial en la minería para asegurar la seguridad de los trabajadores, mantener la continuidad de las operaciones y asegurar el éxito a largo plazo de la actividad minera.

2.3.5.2 Estabilidad

La estabilidad se define como la capacidad del macizo rocoso y las estructuras subterráneas como galerías y túneles para resistir deformaciones y desprendimientos sin sufrir daños graves o colapsos. Este aspecto es crucial para la seguridad de los

trabajadores y la continuidad de las operaciones mineras, dado que los desprendimientos y derrumbes pueden resultar en lesiones e incluso pérdidas de vidas.

Por consiguiente, es esencial llevar a cabo una evaluación exhaustiva de la estabilidad del macizo rocoso antes de comenzar cualquier actividad minera y mantener un monitoreo continuo durante la ejecución de las operaciones. Esto implica realizar estudios geológicos detallados, instalar dispositivos de monitoreo y aplicar medidas preventivas para mantener la estabilidad, como el refuerzo y consolidación de las paredes de la mina.

2.3.5.3 Macizo rocoso

De acuerdo a la guía de criterios geomecánico, OSINERGMIN 2018, es el entorno natural que incluye una variedad de irregularidades como grietas, capas rocosas, fallas y otros elementos estructurales. La forma en que estas irregularidades o características estructurales se manifiestan en la masa rocosa determinará su respuesta específica durante las actividades mineras.

2.3.5.4 Propiedades de roca intacta

El macizo rocoso está constituido por la roca en su estado original y por diversas estructuras geológicas. El comportamiento de la roca intacta frente a condiciones de esfuerzo, especialmente cuando se trata de roca sólida y resistente sometida a altas cargas (ya sean naturales o inducidas), puede ocasionar fenómenos como el estallido de roca. En contraste, la roca blanda y altamente deformable puede experimentar comportamientos elastoplásticos con grandes deformaciones que, con el tiempo, pueden cerrar o colapsar la excavación.

Las propiedades mecánicas de la roca intacta incluyen la resistencia a la compresión simple, a la tracción y al corte, así como la resistencia a pruebas triaxiales. Además, se determinan propiedades elásticas como el módulo de elasticidad y la

relación de Poisson. Los ensayos para las propiedades físicas de la roca, como densidad, peso unitario, humedad, porosidad y absorción, siguen normativas estandarizadas establecidas por la American Society for Testing and Materials (ASTM) o sugeridas por la International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering (ISRM).

Es fundamental preparar adecuadamente las muestras para estos ensayos, considerando dimensiones y el número de pruebas necesarias al recolectar bloques de roca en campo para su posterior análisis en laboratorio. Cada tipo de ensayo tiene normas específicas en cuanto a dimensiones, orientación y otros detalles, los cuales deben ser rigurosamente seguidos para obtener resultados representativos y válidos que puedan ser utilizados en el diseño y la ingeniería.

2.3.5.5 Ensayo de propiedades físicas

El propósito fundamental de este ensayo es identificar las características físicas de la roca, como la densidad en condiciones secas y saturadas, la porosidad aparente y la absorción. Se seguirán los métodos y procedimientos estipulados por las normativas ASTM e ISRM para realizar estas mediciones de manera precisa y estandarizada.

2.3.5.6 Ensayo de compresión simple (UCS)

El propósito del ensayo de compresión simple es determinar la resistencia máxima a la compresión de una muestra cilíndrica de testigo. Durante este ensayo, la muestra es sometida a una carga axial sin ningún tipo de confinamiento, la cual se aplica de manera continua y gradual hasta que la muestra falle. La carga vertical aplicada sobre la muestra cuando ocurre la falla se conoce como resistencia a la compresión simple o resistencia a la compresión no confinada.

Además del ensayo de compresión simple, existen otros métodos que permiten estimar la resistencia obtenida mediante este ensayo. Entre ellos se encuentran el ensayo de carga puntual y el ensayo con esclerómetro (martillo Schmidt).

2.3.5.7 Ensayo de carga puntual

2.3.6 Métodos de evaluación del macizo rocoso´

Índice de calidad de roca RQD

El Índice de Calidad de la Roca, conocido como RQD (Deere, 1964), es ampliamente utilizado para evaluar la competencia del macizo rocoso, proporcionando una base estandarizada para la comunicación de esta información y el desarrollo de directrices de diseño de ingeniería de rocas. El RQD califica el macizo rocoso con un porcentaje que va desde 0% (condición de suelo, menos competente) hasta 100% (más competente). La interpretación de los valores de RQD se detalla en la tabla 4:

Tabla 4

Interpretación de valores de RQD

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

Fuente: Deere, 1964

El sistema se fundamenta en la medición de la frecuencia de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso a lo largo de la dirección específica de medición. Cuando aumenta la frecuencia de fracturas, el valor del RQD disminuye.

Inicialmente, el sistema RQD fue desarrollado para taladros de perforación diamantina con diámetro igual o superior a 54 mm. Sin embargo, las perforaciones de exploración generalmente emplean diámetros menores como BQ y NQ (con diámetros

de 47.6 mm y 50.5 mm respectivamente). A pesar de que los testigos de perforación de menor diámetro son más propensos a fracturarse durante el proceso de perforación, Brown (1978) sostuvo que los diámetros mencionados (BQ y NQ) son adecuados para la recolección de datos geotécnicos.

El valor de RQD se expresa como un porcentaje y se calcula dividiendo la longitud total de partes de testigos de longitud superior a 10 cm entre la longitud total de la corrida de perforación. El RQD típicamente se calcula para cada corrida de perforación, aunque a veces se registra para segmentos específicos del taladro, como cada 10 metros, dentro del mismo dominio geotécnico definido por el tipo litológico.

A continuación, se enumeran algunas recomendaciones prácticas para el cálculo del RQD:

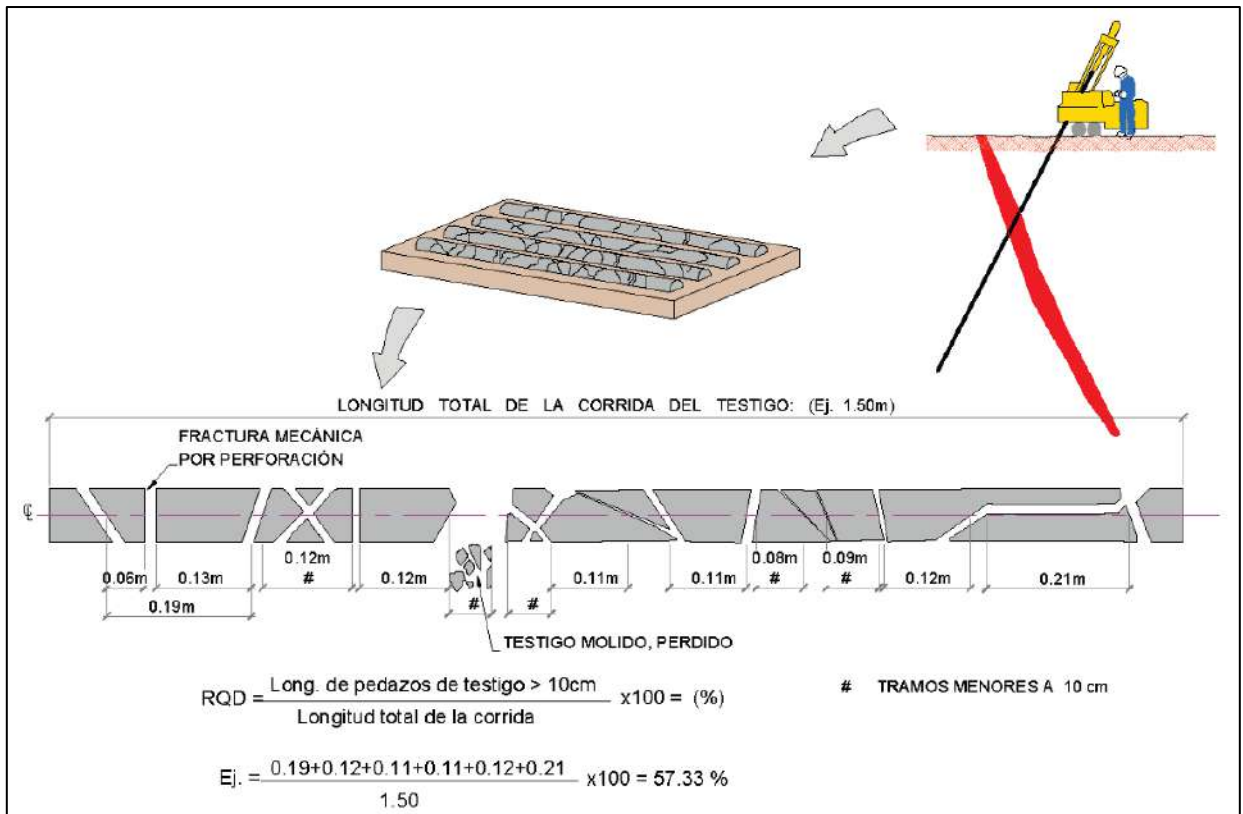
- La longitud de testigos no recuperados debe incluirse en la longitud total del testigo.
- Las fracturas a lo largo del eje del testigo no deben ser consideradas como fracturas y no deben afectar el cálculo del RQD.
- Las fracturas mecánicas inducidas o creadas por el manejo del testigo deben ser ignoradas.
- Las fracturas inducidas por esfuerzos (como el "disking" del testigo) también deben ser excluidas en los cálculos.
- El RQD debe evaluarse en testigos relativamente frescos, ya que algunos pueden deteriorarse con el tiempo.
- Se deben considerar taladros perforados en diferentes direcciones y ángulos de inclinación para obtener una representación más precisa del RQD.

- Se debe evitar asignar un RQD del 100% a rocas poco competentes (como rocas muy alteradas o panizo).

El procedimiento detallado para calcular el RQD se ilustra en la figura 10.

Figura 8

Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo



Fuente: Guía de criterios geomecánicos, OSINERGMIN.

El RQD proporciona una evaluación inicial y rápida de las condiciones del macizo rocoso, pero se recomienda complementarlo con otros métodos de clasificación según sea necesario.

Además, el RQD presenta algunas limitaciones, como:

- No considera la resistencia al corte de las discontinuidades.
- Es sensible a la orientación del testigo de perforación respecto a las estructuras presentes.

2.3.6.1 Sistema RMR:

El RMR, que significa "Sistema de Evaluación de la Estabilidad Rocosa Relativa" (Relative Rock Mass Rating en inglés), es un sistema utilizado en la industria minera para evaluar la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad de las operaciones subterráneas.

Este método se basa en la evaluación de varios parámetros geotécnicos y de ingeniería, como la calidad de la roca, la presencia de discontinuidades, la estratigrafía, la geometría de la mina y la influencia del agua. Cada uno de estos parámetros recibe una puntuación en una escala numérica, y la suma de estos puntajes proporciona un índice total de estabilidad.

El sistema RMR es crucial para prever el comportamiento de la masa rocosa bajo diferentes condiciones de estrés y para identificar áreas de la mina susceptibles a desprendimientos y colapsos. Además, se emplea en la planificación de técnicas para controlar la estabilidad y determinar puntos críticos de monitoreo para garantizar la seguridad de los trabajadores y la continuidad de las operaciones.

El índice RMR varía de 0 a 100 puntos y permite clasificar el macizo rocoso en cinco categorías distintas según su estabilidad. Los parámetros geomecánicos que influyen en el índice RMR se detallan en la tabla 5:

Tabla 5*Interpretación de los valores de RMR*

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

Fuente: (Bieniawski, 1989)

El puntaje total del RMR está definido por:

$$\text{RMR} = (\text{i}) + (\text{ii}) + (\text{iii}) + (\text{iv}) + (\text{v}) - \text{Ajuste por orientación de discontinuidades}$$

Los puntajes correspondientes a cada parámetro para ambas versiones, RMR76 y RMR89. Los planos geomecánicos deben incluir la zonificación geomecánica específica según el tipo de roca.

Resistencia de la roca matriz

Se evalúa mediante el ensayo de compresión simple de testigos de roca o la prueba de carga puntual. La puntuación varía de 0 a 15 puntos según la resistencia de la roca.

Espaciamiento entre diaclasas

Este parámetro puntúa el intervalo entre las discontinuidades. La puntuación oscila entre 20 puntos para diaclasas separadas más de 2 metros y un mínimo de 5 puntos para separaciones menores a 6 centímetros.

Estado de las diaclasas

Evalúa el estado de las diaclasas considerando su persistencia, longitud, abertura, rugosidad, presencia de relleno y grado de alteración. Se asignan hasta 20 puntos, dependiendo de las condiciones mencionadas.

Presencia de agua freática

Este factor cuantifica la presencia de filtraciones de agua en el macizo rocoso, el flujo de agua y la humedad dentro de las discontinuidades. La puntuación alcanza hasta 15 puntos para un macizo seco y desciende a 0 puntos cuando el flujo de agua entre las juntas supera los 125 litros por minuto o la relación presión de agua/tensión principal mayor es mayor a 0.5.

2.3.6.2 Q de Barton

La clasificación Q de Barton es ampliamente utilizada en ingeniería de rocas junto con el sistema RMR de Bieniawski. Mientras que el RMR se emplea principalmente como un índice geomecánico general para evaluar propiedades del macizo rocoso, el índice Q se utiliza principalmente para evaluar el diseño de soportes en túneles mediante pernos, cerchas, concreto proyectado, entre otros métodos.

Desarrollado en 1974 por Barton, Lunde y Lien, y revisado posteriormente, el índice Q permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y diseñar adecuadamente los sistemas de soporte para túneles y excavaciones subterráneas. Varía en una escala logarítmica de 0.001 a 1000, clasificando la calidad del macizo rocoso en nueve categorías, desde "excepcionalmente mala" hasta "excepcionalmente buena".

El índice Q se calcula a partir de seis parámetros geotécnicos principales, expresados por la fórmula:

$$Q = (RQD/J_n) \cdot (J_r/J_a) \cdot (J_w/SRF)$$

Los tres términos de la expresión de la Q de Barton representan lo siguiente:

(RQD/Jn): Tamaño de los bloques

(Jr/Ja): la resistencia al corte entre los bloques

(Jw/SRF): influencia del estado tensional

La puntuación obtenida para cada parámetro en el cálculo del índice Q nos permite determinar qué aspecto tiene mayor o menor influencia en la evaluación final de la calidad del macizo rocoso.

- **RQD:** Este índice se utiliza para evaluar el grado de fracturación del macizo rocoso a partir de testigos de perforación. Se expresa como un porcentaje y puede calcularse en tiempo real utilizando la fórmula específica para el RQD. Valores inferiores al 25% indican un macizo muy fracturado y de baja calidad, mientras que valores superiores al 90% sugieren un macizo poco o nada fracturado, de excelente calidad.
- **Jn:** Índice de diaclasado que también refleja el grado de fracturación del macizo rocoso, similar al RQD. Sus valores varían desde 0.5 para rocas masivas sin diaclasado hasta 20 para rocas intensamente diacladas que presentan múltiples familias de discontinuidades.
- **Jr:** Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas, clasificado desde A hasta J. Se distinguen dos grupos principales: uno para diaclasas que están en contacto o cuyas caras están en contacto con desplazamientos menores a 10 cm, y otro para aquellas que no estarán en contacto ante desplazamientos cortantes. Los valores de Jr oscilan entre 4 y 0.5, con diferentes

categorías que describen desde diaclasas discontinuas hasta diaclasas planas con diversos tipos de rellenos.

- **Ja:** Índice de alteración de las discontinuidades, que evalúa el grado de alteración de las juntas. Se categoriza en tres grupos según si los planos de discontinuidad están en contacto, están en contacto con desplazamientos cortantes menores a 10 cm, o si no están en contacto en absoluto. Dentro de cada grupo, hay múltiples clasificaciones basadas en el grado de alteración y la presencia de minerales arcillosos, con valores que van desde 0.75 para discontinuidades cerradas y duras hasta 20 para aquellas abiertas con rellenos gruesos de arcilla.
- **Jw:** Factor de reducción por la presencia de agua, que ajusta el índice Q en función de la influencia del agua en la excavación. Este factor varía desde 1.0 para condiciones completamente secas o con pequeñas filtraciones, hasta 0.05 para situaciones con flujo de agua excepcionalmente alto o presiones persistentemente elevadas.

Cada uno de estos parámetros contribuye de manera única a la evaluación del índice Q, proporcionando una visión detallada de la calidad y las condiciones del macizo rocoso, esencial para el diseño y la seguridad en proyectos subterráneos.

2.3.6.3 Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica)

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) es una herramienta utilizada para caracterizar macizos rocosos, evaluando su estructura geológica y la condición de las superficies de las juntas. En Perú, ha ganado amplia aceptación debido a su facilidad de uso entre el personal operativo.

C. Vallejo modificó el índice GSI en 2002 para hacer más práctica y sencilla la clasificación cualitativa del macizo rocoso, así como para recomendar el tipo de sostenimiento necesario. Originalmente desarrollado para proporcionar parámetros en el contexto del criterio de falla de Hoek & Brown, Vallejo adaptó el GSI utilizando las tablas originales para su aplicación práctica. Estas tablas son especialmente útiles para el personal operativo, aunque su adaptación específica y la evaluación rigurosa de su aplicación corresponde al personal especializado en geomecánica dentro de cada empresa.

En la figura 11 se muestra la tabla modificada de GSI.

Figura 9

Tabla GSI

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						VOLUMEN DE BLOQUE, V _b
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)		
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (abertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CLASIFICACIÓN CUALITATIVA</p>		<p>SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLÍN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA >1cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>						
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</p> <p>TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 100cm.</p>	100cm- 50cm- 40cm-	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	—	1m ³
	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F)</p> <p>TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 20cm</p>	20cm- 15cm- 10cm-	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	1dm ³
	<p>MUY FRACTURADA (MF)</p> <p>CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 10cm.</p>	8cm- 6cm-	—	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	1dm ³
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)</p> <p>PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 5cm.</p>	4cm- 2cm-	—	—	IF/R	IF/P	IF/MP	1cm ³
	<p>TRITURADA (T)</p> <p>MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)</p>	1cm-	—	—	—	T/P	T/MP	1cm ³
C. VALLEJO, 2011		<p>12 4.5 1.7 0.67 0.25 0.1</p> <p>FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, J_c</p>						

Fuente: (Vallejo, 2002)

2.3.6.4 Estimación de esfuerzos in situ

Sheorey (1994) propuso un modelo de esfuerzos diseñado para calcular el ratio (k) entre el esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical :

$$K = 0.25 + 7 E_h (0.001 + 1/z)$$

Donde:

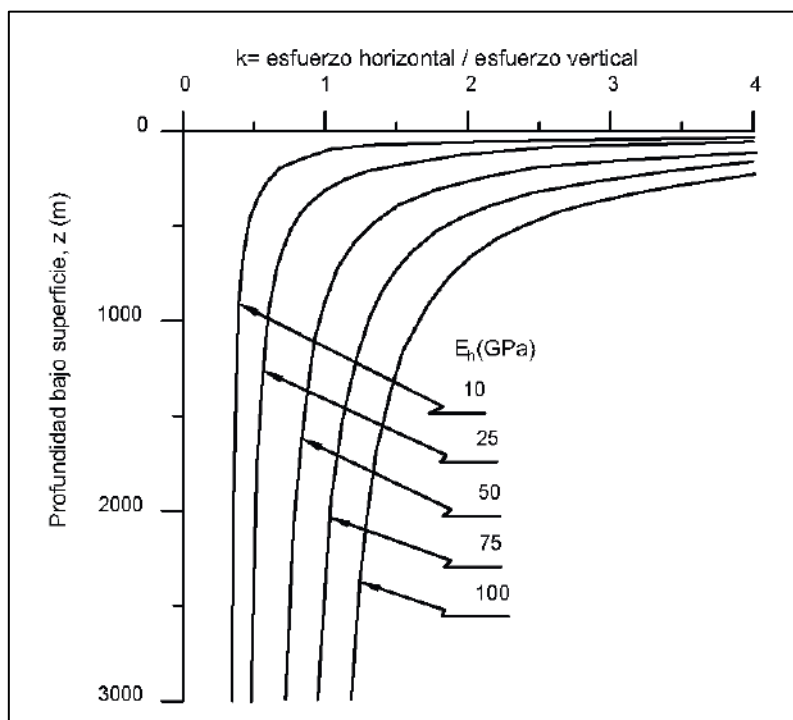
z: representa la profundidad medida desde la superficie hacia abajo.

E_h: indica el módulo de elasticidad promedio en GPa de la roca de cobertura, medido en dirección horizontal.

Una forma de visualizar esta ecuación gráficamente para varios valores de módulo de elasticidad se presenta en la figura 12:

Figura 10

Ratio del esfuerzo horizontal y vertical para diferentes Módulos de Elasticidad (E_h)



Fuente: (Sheorey, 1994)

2.3.6.5 Factor de seguridad

El enfoque convencional utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería implica evaluar la relación entre la capacidad del sistema para soportar cargas y la carga calculada que actúa sobre el mismo. El factor de seguridad (FS) representa una medida determinística de esta relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda).

El factor de seguridad de una estructura se define mediante la ecuación:

$$F = C/D$$

Donde:

- FS: Factor de Seguridad
- C: Capacidad de soporte de carga del sistema
- D: Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres escenarios posibles:

- Cuando $C > D$, entonces $C/D > 1$, lo que indica que el sistema es estable.
- Cuando $C < D$, entonces $C/D < 1$, lo que indica que el sistema es inestable.
- Cuando $C = D$, entonces $C/D = 1$, lo que indica que el sistema está en equilibrio límite.

El valor del factor de seguridad habitualmente se establece con un valor mínimo prescrito basado en la experiencia y la normativa. Los valores mínimos convencionales de FS considerados se detallan en la tabla 6.

Tabla 6*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

Fuente: Guía de criterios geomecánicos, Osinergmin, 2017.

Nota: Se considera: CP<3 meses, 3 meses<MP<1 año y LP>1 año.

La confiabilidad de la función de capacidad (C) está condicionada por la variabilidad de los parámetros relacionados con la resistencia al corte del macizo rocoso, los métodos de prueba, las prácticas mineras, los procedimientos de inspección, entre otros. De manera similar, la función de demanda (D) abarca factores como las cargas gravitacionales sobre el macizo rocoso, la aceleración sísmica, los esfuerzos circundantes y la posición del nivel freático (Osinergmin, 2017).

2.3.7 Diseño geomecánico de excavaciones

2.3.7.1 Método gráfico de estabilidad Mathews

El método gráfico de estabilidad, originalmente propuesto por Mathews en 1981 y posteriormente refinado por Potvin (1988) y Nickson (1992), evolucionó hacia lo que conocemos como Método Gráfico de Estabilidad Modificado. Hadjigeorgiou (1995) amplió la base de datos, centrándose especialmente en la inestabilidad del techo de la caja. Este método se emplea para dimensionar las excavaciones en minería a cielo abierto y subterránea, evaluando la estabilidad cualitativamente como estable, potencialmente inestable o en riesgo de colapso. Investigaciones adicionales realizadas por la Universidad de British Columbia (UBC), como las de Mah (1997) y Clark

(1998), complementaron el Gráfico de Estabilidad con levantamientos topográficos de las excavaciones utilizando sistemas de monitoreo de cavidades (Miller, 1992).

Esto ha facilitado la cuantificación de la dilución mediante el concepto de Equivalente Linear de Sobre rotura/Desprendimiento (ELOS según Clark, 1997), que intenta medir volumétricamente el sobre rotura en un espesor promedio de la pared de la excavación. Se ha desarrollado una curva de diseño para la "Estimación Empírica del Desprendimiento de Pared", basada en una extensa base de datos de más de 88 observaciones, aplicable específicamente a las zonas de caja piso y caja techo y limitada a los rangos establecidos por dicha base de datos.

El método gráfico de estabilidad implica calcular el número de estabilidad (N'), el cual se determina mediante la siguiente ecuación:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde:

Q' es el Índice de Calidad de Roca según Barton (1974), calculado con el Factor de Reducción de Esfuerzos (SRF) y el Factor de Reducción de Agua (J_w) establecidos en uno (1). En resumen, los datos utilizados en el Gráfico de Estabilidad provienen de operaciones mineras que típicamente operan en condiciones secas.

$$Q' = RQD/J_n * J_r/J_a$$

A: Factor de condición de esfuerzos

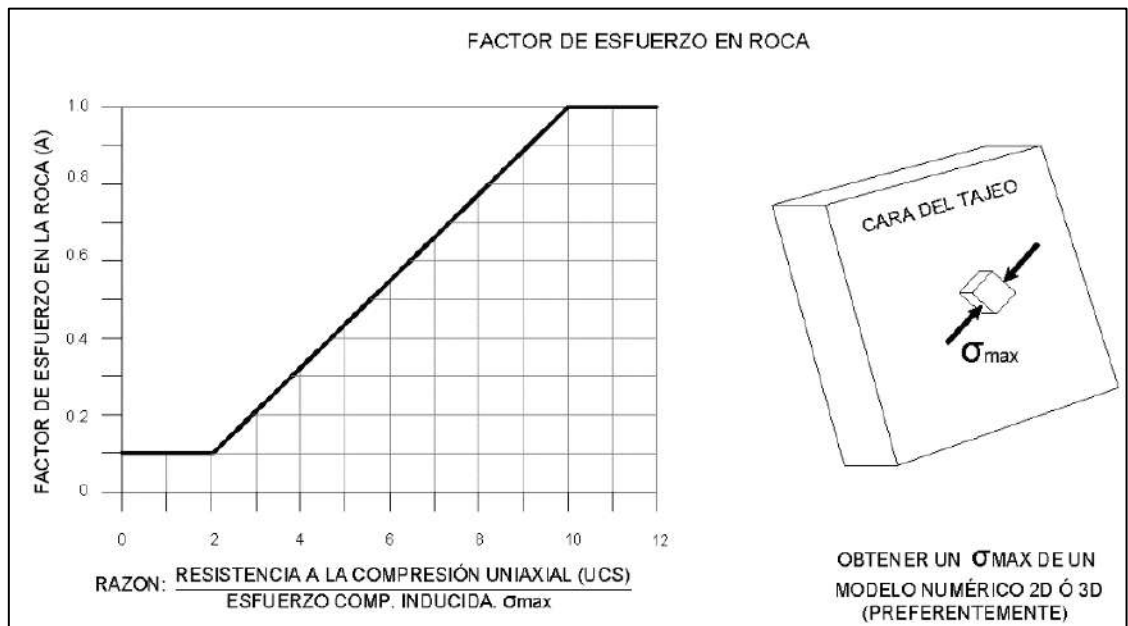
Este factor considera cómo los altos esfuerzos pueden afectar la estabilidad de la masa rocosa. El valor A se determina dividiendo la resistencia a la compresión simple de la roca intacta por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.

El factor A se establece en 1,0 cuando la resistencia de la roca intacta es diez veces o más el esfuerzo inducido, lo que indica que los altos esfuerzos inducidos no

representan un problema significativo. Por otro lado, el factor A se fija en 0,1 si la resistencia de la roca es dos veces o menos el esfuerzo inducido, lo que señala que los altos esfuerzos reducen considerablemente la estabilidad del tajeo, como se ilustra en la figura 13.

Figura 11

Factor de esfuerzo en la roca, A



Fuente: (Mathews, 1980)

B: Factor de orientación de estructuras

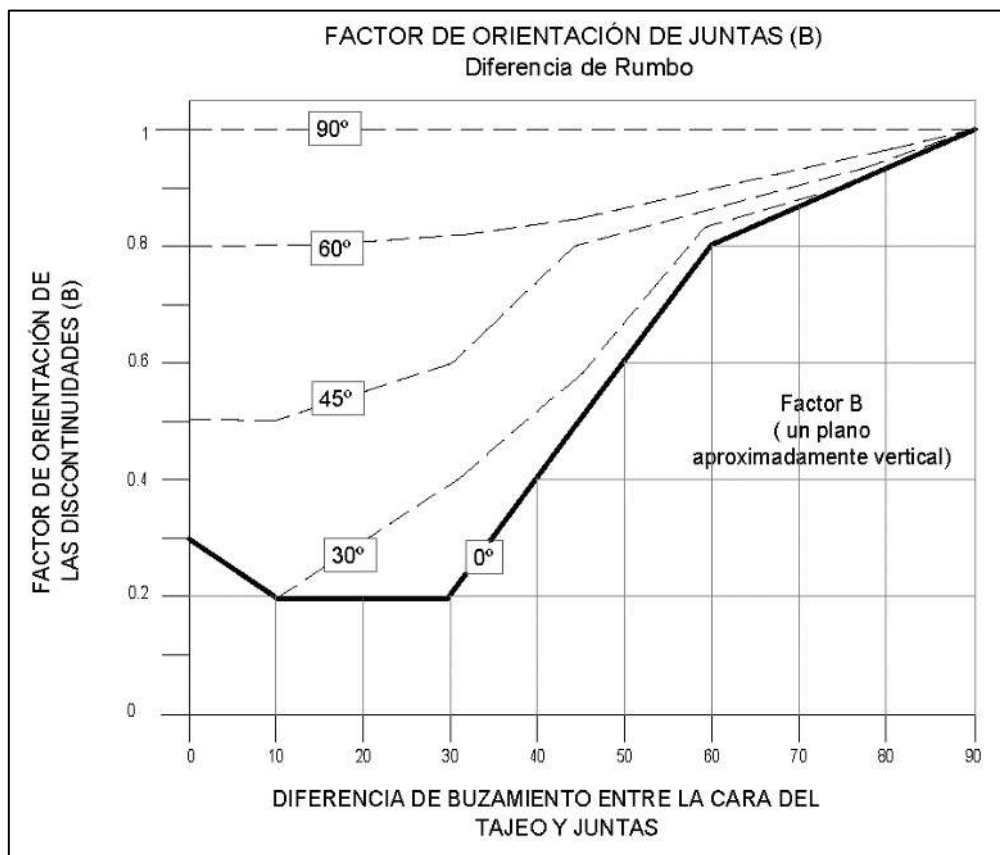
Este factor considera la presencia de discontinuidades cuya orientación puede afectar la estabilidad de la cara de un tajeo. Para calcular este factor en una cara de tajeo específica, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema principal de discontinuidades que intersecta la cara y el rumbo de la propia cara del tajeo. Esto permite trazar la curva de factor de orientación de discontinuidades basada en la diferencia de rumbo. En un segundo paso, se determina la diferencia de buzamiento entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo, ubicándola en el eje

horizontal. Luego, se traza una línea vertical desde este valor hasta la curva de factor de orientación para obtener el valor del Factor de Orientación "B" en el eje vertical (Osinermin, 2017).

Este factor indica que las discontinuidades principales orientadas a 90° de una cara de tajeo no representarían un problema para la estabilidad, y por lo tanto, el factor B tendría un valor de 1.0 (Favorable). En contraste, las discontinuidades orientadas a menos de 20° de la cara podrían generar inestabilidad, potencialmente causando el deslizamiento o la caída de bloques dentro del tajeo. En esta condición, el valor de B sería de 0.2 (Desfavorable), como se muestra en la figura 14:

Figura 12

Factor Orientación de Juntas, B



Fuente: (Mathews, 1980)

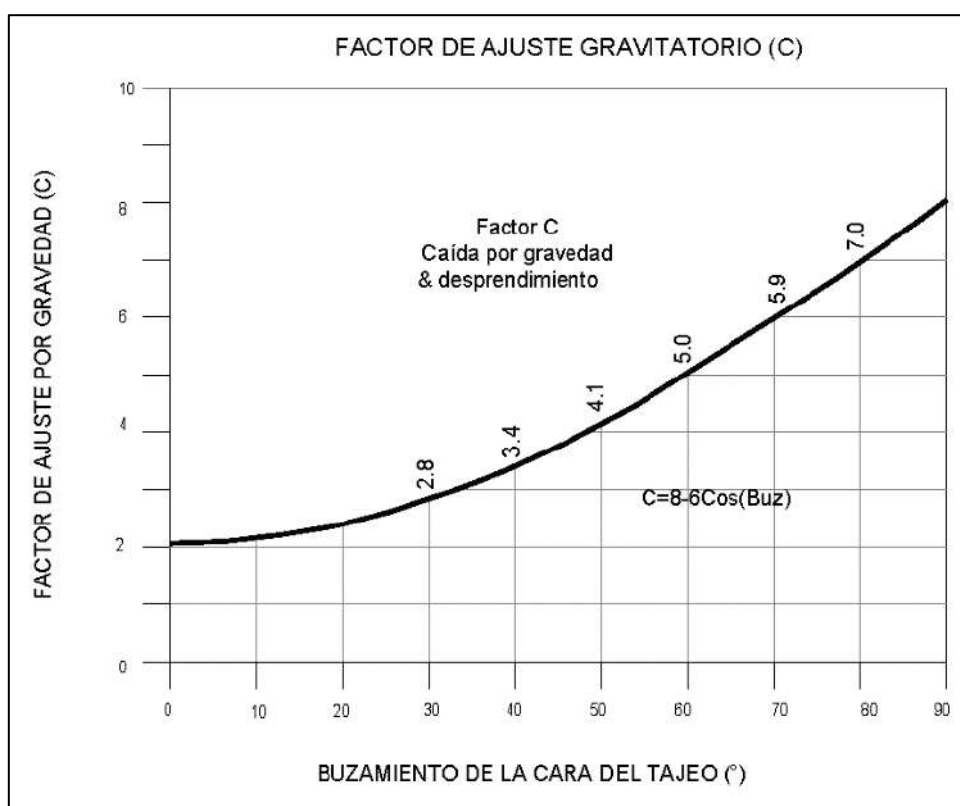
C: Factor de componente gravitacional

Este valor tiene en cuenta la orientación específica de la superficie que está siendo evaluada. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de paredes verticales y un valor de dos (2) para techos horizontales. Este factor refleja la mayor estabilidad inherente de una pared vertical en comparación con un techo horizontal. El factor C indica que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con un techo horizontal (Osinergmin, 2017).

Las curvas presentadas en la figura utilizan un valor de $C = 8$ para el factor de gravedad en todas las paredes de la caja piso, conforme a lo propuesto originalmente por Mathews (1981), como se muestra en la figura 15.

Figura 13

Factor de Ajuste Gravitatorio, C



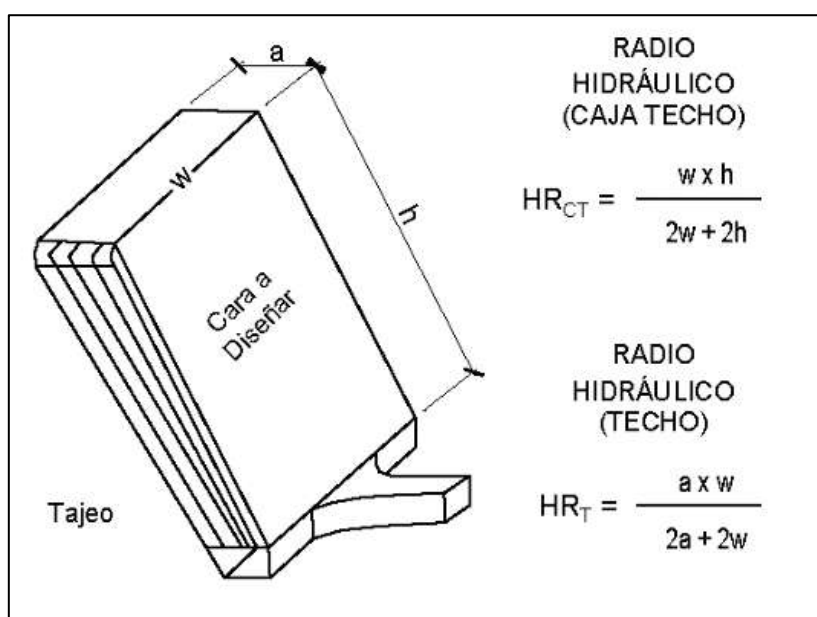
Fuente: (Mathews, 1980)

2.3.7.2 Radio Hidráulico

Se refiere al cociente entre el área de la superficie y el perímetro de la pared expuesta que está siendo evaluada. El radio hidráulico aumenta conforme crece el área de la superficie del tajeo, y a medida que este valor aumenta, la estabilidad del tajeo disminuirá. Consulta la figura 16 para más detalles.

Figura 14

Radio Hidráulico RH



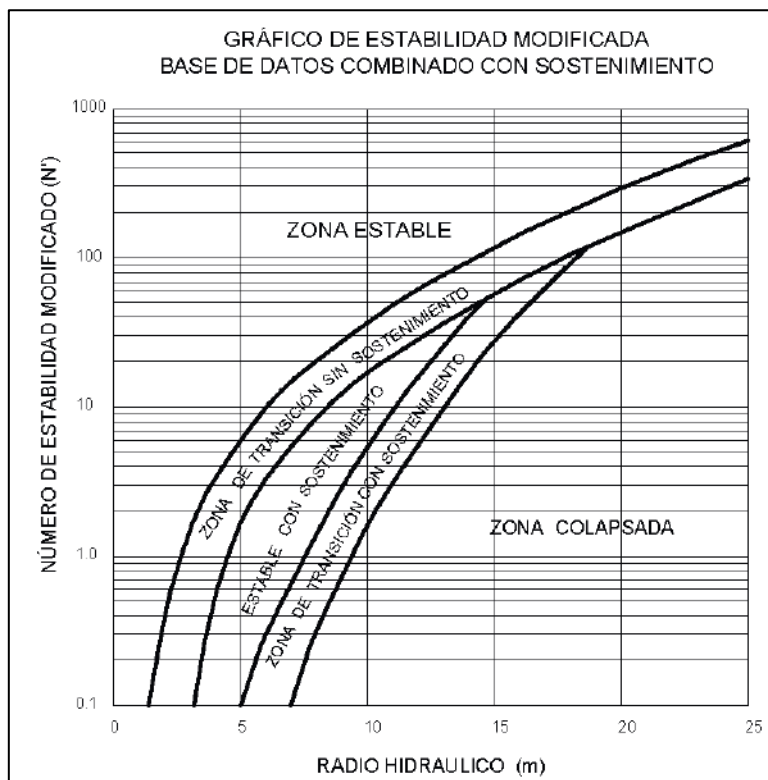
Fuente: Guía de criterios geomecánicos, Osinergmin, 2017

2.3.7.3 Método Gráfico de Estabilidad Modificado (N')

El método gráfico de estabilidad para el diseño de tajeos abiertos fue primero propuesto por Mathews y posteriormente adaptado por Potvin y Nickson, resultando en el gráfico de estabilidad modificado que se utiliza actualmente. Este método evalúa la estabilidad de manera cualitativa, determinando si el tajeo es estable, potencialmente inestable o está propenso al caving (colapso). Los datos de entrada incluyen el número de estabilidad modificado y el radio hidráulico de la cara del tajeo que se está evaluando. Consulta la figura 17 para visualizar el gráfico de estabilidad modificado.

Figura 15

Gráfico de Estabilidad Modificado (N')



Fuente: (Mathews, 1980)

2.3.8 Seguridad en las operaciones

Estadísticas de seguridad

Dentro de la industria minera, es ampliamente reconocido que los accidentes laborales son una realidad asociada a esta actividad. La normativa específica del sector proporciona una manera de cuantificar estos accidentes mediante cifras, las cuales reflejan el nivel de seguridad de las operaciones mineras.

El Ministerio de Energía y Minas (2016) define el Índice de Frecuencia (IF) como el número de accidentes mortales e incapacitantes por cada millón de horas hombre trabajadas. Este índice se calcula utilizando la siguiente fórmula:

$$IF = \frac{N^{\circ} \text{ Accidentes} \times 1'000,000}{\text{Horas Hombre Trabajadas}}$$

Hombre Trabajadas

Índice de severidad (IS):

Número de días en los que no se puede acceder debido al número de horas

hombre:

$$IS = N^{\circ} \text{ Días perdidos o Cargados} \times 1'000,000 / \text{Horas Hombre Trabajadas}$$

Índice de accidentabilidad (IA)

Una medida que utiliza tanto el índice de frecuencia de lesiones con tiempo perdido (IF) como el índice de severidad de lesiones (IS) para clasificar a las empresas mineras. Se obtiene multiplicando el valor del índice de frecuencia por el índice de severidad y dividiendo el resultado entre 1000, según lo indicado por el Ministerio de Energía y Minas en 2016.

$$IA = IF \times IS / 1000$$

2.4 Conceptos

Aquí tienes las paráfrasis de cada término técnico relacionado con la minería:

- 1. Anclaje por fricción: Es el método donde la resistencia al deslizamiento del anclaje se genera por la fricción contra las paredes del taladro a lo largo de toda la longitud del perno. Ejemplos de este tipo de anclaje son el split set y el swellex.
- 2. Anclaje mecánico: Es un sistema donde el anclaje se logra mediante la expansión mecánica en la parte inferior del taladro con el extremo del perno de roca.
- 3. Cables bolting: Refiere a elementos de refuerzo hechos típicamente de alambres de acero trenzados, fijados con cemento. El cable estándar, conocido como "trenzado simple", consta de 6 alambres arrollados alrededor de un séptimo alambre central, con diámetro de 5/8", capaz de

soportar entre 25 y 30 toneladas. Puede ser utilizado en longitudes que van desde 5 hasta 20 metros.

- 4. Desatado: Proceso que implica el uso de una barretilla para hacer caer rocas sueltas desde el techo, frente y paredes de una excavación.
- 5. Estallido de rocas: Fenómeno asociado con rocas competentes y frágiles que experimentan altos esfuerzos. Puede variar desde la expulsión de bloques hasta el colapso súbito de grandes áreas de la mina.
- 6. Macizo rocoso: Es el volumen natural de roca in situ que incluye diversas discontinuidades como diaclasas, estratos y fallas.
- 7. Malla de perforación: Trazo realizado en el frente para controlar la secuencia de fragmentación durante la perforación.
- 8. Roca: Conjunto de minerales que forman masas y son parte significativa de la corteza terrestre.
- 9. Sostenimiento: Término usado para describir materiales y técnicas empleadas para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad de carga de la roca en los bordes de una excavación subterránea.
- 10. Sostenimiento activo: También conocido como refuerzo, incluye elementos de sostenimiento que forman parte integral de la masa rocosa, como pernos de roca o cables.
- 11. Sostenimiento pasivo: Conocido también como soporte, son elementos externos a la roca que actúan después de que la roca comienza a deformarse.
- 12. Carguío: Etapa del proceso minero en la que se carga el material mineralizado del yacimiento, realizándose típicamente en las bermas diseñadas para esta actividad.

- 13. Accidente: Suceso no deseado que resulta en daño físico a una persona, propiedad, proceso o ambiente, incluyendo lesiones y enfermedades. Los accidentes de trabajo ocurren bajo órdenes del empleador, causando daño, lesión, perturbación funcional, invalidez o muerte.
- 14. Accidente leve: Incidente donde la lesión, según evaluación médica, permite al trabajador volver a sus labores habituales al día siguiente.
- 15. Accidente incapacitante: Incidente con lesión que requiere más de un día de descanso, justificación de ausencia en el trabajo y tratamiento médico.
- 16. Accidente mortal: Suceso donde las lesiones resultan en la muerte del trabajador.
- 17. Ambiente de Trabajo: Lugar donde los trabajadores realizan sus labores asignadas.
- 18. Análisis del riesgo: Proceso para entender los riesgos y proporcionar información para evaluar si es necesario gestionarlos, así como decidir las estrategias y métodos para tratarlos.
- 19. Auditoría: Evaluación sistemática, independiente y documentada del sistema de gestión para medir su efectividad y cumplimiento de regulaciones.
- 20. Accidente de Trabajo: Suceso repentino relacionado con el trabajo que causa daño, lesión, perturbación funcional, invalidez o muerte, ocurriendo bajo órdenes del empleador y aún fuera del lugar y horas de trabajo habituales.

CAPÍTULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

3.1 Ámbito de estudio

3.1.1 Ubicación política y geográfica

La empresa Minera Casapalca S.A. tiene sus operaciones políticamente ubicadas en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Desde una perspectiva geográfica, se encuentra en la zona central del flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes, a una altitud media de 4,400 metros sobre el nivel del mar. Sus coordenadas geográficas son aproximadamente 11° 30' de latitud Sur y 76° 10' de longitud Oeste.

El campamento Casapalca se sitúa a 4,350 metros sobre el nivel del mar, con coordenadas UTM de aproximadamente 366761.70 Este y 8710455.60 Norte. La ubicación geográfica de la compañía Minera Casapalca S.A. se ilustra en la figura 18.

Figura 16

Ubicación mina Alpayana



Fuente: Departamento de geología Alpayana

3.2 Tipo de investigación

(Sampieri, 2014) nos dice: “La investigación tiene el enfoque cuantitativo cuando utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base en la medición numérica y el análisis mediante estadística, con el fin de establecer pautas de comportamiento y probar sus teorías

Se empleará un método cuantitativo debido a la intención de medir objetivamente la situación investigada. Este enfoque es aplicado ya que busca resolver un problema específico dentro de las operaciones mineras, en este caso, relacionado con el reforzamiento mediante el uso de cable bolting.

Según (ÑAUPAS PAITAN y otros, 2018) porque se basan en los resultados de la investigación básica, pura o fundamental.

3.3 Nivel de investigación

Explicativo, ya que se buscará explicar la implicancia del sostenimiento con cable bolting en la mejora del macizo rocoso para una explotación segura.

3.4 Diseño de investigación

Cuasi experimental, No hay manipulación total de variables debido a limitaciones prácticas, pero se comparan condiciones antes y después de la intervención del cable bolting en un diseño observacional controlado.

3.5 Población y muestra

La población es no probabilística; es por conveniencia y se desarrolla en el TJ 265, Nv.17, Zona Cuerpos, conformado principalmente por el cuerpo CASAPALCA, compañía minera Alpayana.

3.6 Instrumentos de recolección de datos

- Para la evaluación del macizo rocoso: picota o barretilla, flexómetro, spray, tabla geomecánica GSI y fichas técnicas.
- Software minero para el cálculo de la resistencia.
- Equipo pull test CASTEM.

La información recolectada será evaluada y analizada, luego se procesarán los datos con apoyo del área de geomecánica Alpayana con herramientas estadísticas y de información como:

- Stopesoft
- Dips
- AutoCAD
- Microsoft Excel
- Microsoft Word

CAPITULO IV

RESULTADOS Y ANALISIS

4.1 Mejoramiento de la estabilidad del macizo rocoso en labor TJ 265, Nv.17, zona cuerpos

4.1.1 Especificaciones de las labores a preparar

4.1.1.1 Antecedentes al TJ 265, Nv.17

De acuerdo al planeamiento anual, realizado a finales de cada año, en el 2021, se programó la reanudación en la explotación del TJ 265, esta vez en el Nv.17, puesto que años anteriores ya se había explotado esta labor por el nivel inferior, fue entonces que empezó con la perforación de taladros largos en negativo, en forma de abanico y paralelos, hasta comunicar al TJ 265 del Nv.18, el cual fue explotado solamente con taladros positivos.

También fue necesario realizar el sostenimiento de esta labor, el cual en su momento fue la Galería 270, puesto que al realizar el diseño de las mallas de perforación también se vio necesario reforzar estos puentes y pilares, ya que, al realizar la explotación de taladros en negativo, tendría repercusión en el sostenimiento.

Es entonces que juntamente con las áreas involucradas, como el área de geomecánica, geología, seguridad y operaciones mina, se tuvo que realizar una evaluación.

El área de geomecánica al verificar el espacio abierto a generarse, como también la inestabilidad del tajo, puesto que se tenía un fracturamiento paralelo a las secciones perforadas, pronosticó posibles desprendimientos, ocasionados también por la voladura, el cual, en este método de explotación, al ser de forma masiva, se utilizan más de 1000 Kg de anfo por disparo.

4.1.2 Geología del cuerpo Casapalca

Respecto al marco geológico, la geomorfología de la zona está comprendida por altas cumbres, altiplanicies y valles glaciares. Respecto a la geología regional, la mina Alpayana está constituida por rocas sedimentarias y rocas volcánicas interestratificadas, se tiene como estructura principal el anticlinal y sinclinal de Casapalca teniendo sus ejes un rumbo general N20°W. En relación a la estratigrafía, la secuencia litológica se extiende desde el Cretácico Superior hasta el Cuaternario. Localmente se reconoce la Formación Casapalca, con dos miembros litológicos: Capas Rojas y Conglomerado Carmen. También se presentan las rocas de la formación Carlos Francisco, compuesta por los volcánicos Tablachaca. Carlos Francisco y Tufos Yauliyacu. Al Este se tiene la presencia de la formación Bellavista y como rocas intrusivas tenemos al pórfido Taruca y pórfido Victoria. (DCR Ingenieros, 2021)

La mineralización polimetálica es de origen hidrotermal y se presenta en dos grupos. Los filonianos o llamados propiamente vetas y los depósitos de skarn llamados cuerpos mineralizados. En el primer grupo existe una diversidad de estructuras generalmente como resultado de la combinación de fracturas de tipo tensional y de

cizallamiento, preminerales. El segundo grupo se relaciona a depósitos de skarn, cuerpos mineralizados de reemplazamiento metasomático.

En cuanto a las discontinuidades mayores existen tres sistemas: (a) el Sistema 1 asociado con las fallas longitudinales, que en general tienen una dirección regional NW-SE (N30°- 40°W); (b) el Sistema 2 asociado a las fallas longitudinales, se observan las transversales (N60°- 70°W), generalmente dislocan a las primeras. Son coincidentes con las estructuras mineralizadas. Es el sistema de fracturamiento el que afectó a la roca preexistente y que facilitó el emplazamiento de la mineralización y (c) el Sistema 3 en direcciones N-S, desplazada por los anteriores.

Sobre las propiedades mecánicas de la masa rocosa se observa que la arenisca epidotizada, arenisca silicificada, la andesita y el mineral disseminado poseen mayor resistencia y rigidez con respecto al mineral masivo y carbonato.

En relación a las condiciones del agua subterránea en la masa rocosa relacionada con el minado, esta se clasifica como un acuitardo, además, el nivel freático fue deprimido por el laboreo subterráneo, en consecuencia, y como es muy frecuente, los niveles de profundización son los más afectados por la presencia de agua.

4.1.3 Caracterización del macizo rocoso.

Principalmente, la zona de estudio, cuerpo, están inmersas en areniscas (epidotizada y silicificada)

En la tabla 7 se muestra el tipo de roca por zonas dentro de Cía. Minera Alpayana.

Tabla 7*Tipo de roca por zona*

ZONA	ROCA ENCAJONANTE	MINERALIZACION
Cuerpos	En las cajas se tiene areniscas asociadas a la epidotización y silicificación del miembro de las capas rojas de la Formación Casapalca y en menor medida por conglomerados del miembro del Carmen.	Sulfuros diseminados y masivos. Son yacimientos tipo skarn, formados por reemplazamiento metasomático y por relleno de cavidades.
Esperanza	Principalmente las cajas están en areniscas asociadas a la epidotización y silicificación del miembro de las capas rojas de la Formación Casapalca	Sulfuros masivos y venillas en menas de Esfalerita, Bornita,
Oroya	En las cajas se tiene un tipo de roca andesita volcánica de textura porfíricas y afanítica de la Formación Carlos Francisco, además existe una caja inmediata de carbonatos de 50 a 80 cm de espesor.	Galena, Calcopirita, Tetraedrita y Tenantita. Las vetas son formadas por un proceso hidrotermal.

Fuente: Departamento de geología, Cía. Minera Alpayana.

4.1.4 Clasificación geomecánica de la masa rocosa








Para la clasificación de la masa rocosa, se tienen varios criterios geomecánicos, los más utilizados al día de hoy en la industria, el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating), para lo cual, los valores de resistencia compresiva de la roca intacta fueron obtenidos de acuerdo a la litología de la zona en estudio, las cuales de

adjuntaron en el cuadro, donde se establece que para la zona Cuerpos se tiene roca del tipo arenisca epidotizada, arenisca silicificada y mineral diseminado. (DCR Ingenieros, 2021)

Para clasificar a la masa rocosa, Alpayana maneja la siguiente tabla donde contiene el criterio de Bieniawski modificado para esta evaluación, también se muestra el rango equivalente del Q de Barton (1974) también se muestra el código de colores empleado por mina Alpayana en la tabla 10.

Tabla 8

Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR	Color
IIA	71 – 80	17.97 – 54.60	Buena A	
IIB	61 – 70	5.92 – 17.97	Buena B	
IIIA	51 – 60	1.95 – 5.92	Regular A	
IIIB	41 – 50	0.64 – 1.95	Regular B	
IVA	31 – 40	0.21 – 0.64	Mala A	
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B	
V	< 21	< 0.08	Muy Mala	

Fuente: DCR Ingenieros.

4.1.5 Propiedades mecánicas de la masa rocosa

Los parámetros de resistencia de la masa rocosa fueron estimados mediante el criterio de falla de Hoek & Brown (2002), además, para estimar los módulos de deformación de la masa rocosa se empleó la ecuación de Hoek & Diederichs (2006) para el módulo de Young y la ecuación de Vásárhelyi (2009) para la relación de

Poisson. Los valores de entrada para la aplicación de los criterios mencionados fueron obtenidos a partir de los valores más representativos de la roca intacta y de la masa rocosa de la siguiente manera:

- GSI, a partir de los resultados obtenidos de la zonificación geomecánica.
- UCS, a partir de los resultados de ensayos de campo y laboratorio.
- μ , a partir de los resultados obtenidos en el ensayo de compresión triaxial.
- D, a partir de las observaciones realizadas en campo.
- MR, a partir de las guías de selección Hoek & Diederichs (2006).

Y teniendo en cuenta las principales litologías estudiadas y los resultados de la zonificación geomecánica, se obtiene el cuadro donde se muestra el detalle de los valores de entrada y salida para la realización de las estimaciones respecto a la resistencia y deformaciones de la masa rocosa, ver anexo 9.

Tabla 9

Parámetros mecánicos de la masa rocosa

Litología	GSI (adim.)	P (g/cm ³)	σ_{ci} (Mpa)
ARE - EPI	65	2.7	148
ARE - SIL	65	2.7	140
MIN - DIS	65	2.7	100

Fuente: DCR Ingenieros.

Donde:

- GSI: Calidad de la masa rocosa GSI.
- ρ : Densidad de la roca intacta.
- σ_{ci} : Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta.

4.1.6 Cálculo de RMR e índice Q

El sistema Rock Mass Rating (RMR) que fue desarrollado por Bieniawski y que clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 un valor que caracteriza a la roca como mala y 100 como una roca muy buena, para nuestro cálculo de este valor utilizaremos la versión de RMR 89, donde tendremos que considerar los parámetros como: Resistencia de la roca intacta, RQD, espaciamiento de discontinuidades, condición de discontinuidades y el agua subterránea de acuerdo al anexo 4.

El puntaje del RMR está definido por:

$$\text{RMR} = (\text{i}) + (\text{ii}) + (\text{iii}) + (\text{iv}) + (\text{v}) - \text{Ajuste por orientación de discontinuidades}$$

Para la valoración de los diferentes ítems, utilizaremos el formato de mapeo geomecánico por celdas del libro de Guía de criterios geomecánicos, así como los datos obtenidos en el anexo 4.

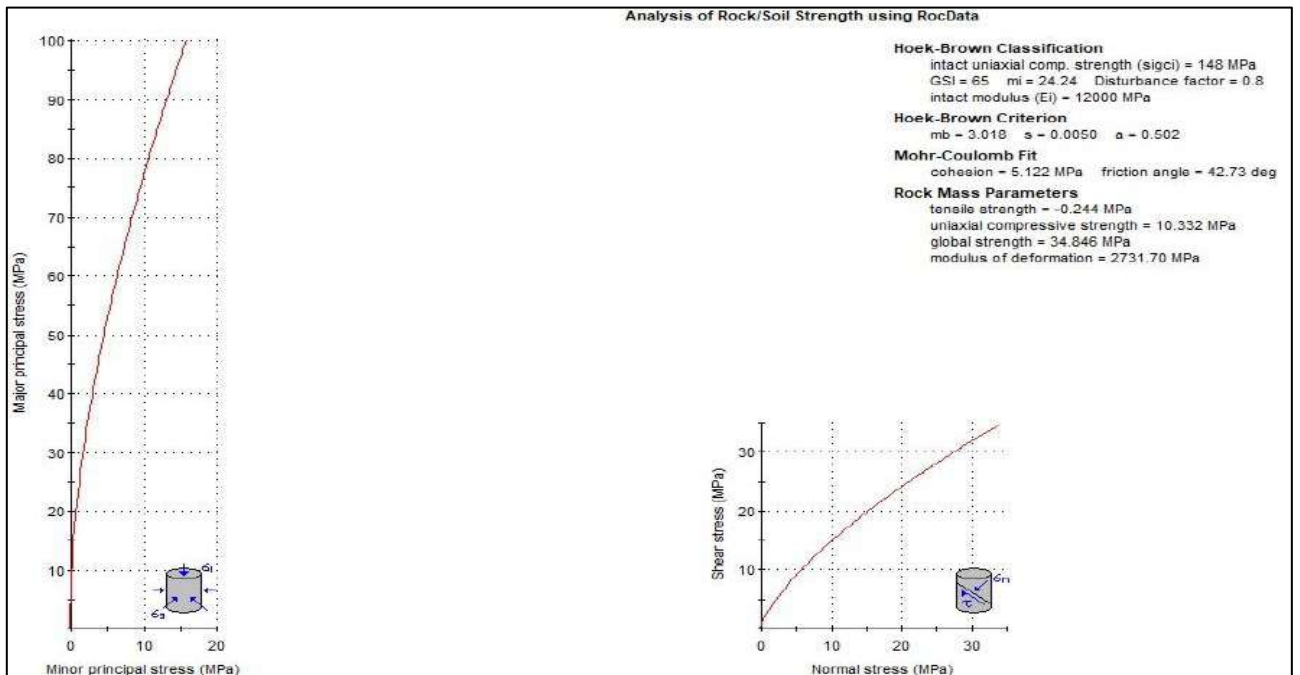
Cálculos para determinar el RMR

Calculo de RMR (i)

Se utilizo el software Rockdata para la obtención de la compresión uniaxial tal como muestra la figura 23:

Figura 17

Parámetro geomecánico analizado por Rockdata



Fuente: DCR Ingenieros.

$\sigma_{ci} = 148$ MPa (Resistencia a la compresión uniaxial en roca epidotizada y silicificada)

De acuerdo al anexo 4, el dato oscila entre 100-250 MPa, por lo cual tendríamos un valor de **12**.

Las características del macizo rocoso son definidas por el área de geología, de acuerdo al estudio realizado por DCR, esta adjuntada en el anexo 5.

Calculo de RMR (ii)

Para la obtención del RQD aplicaremos la ecuación de Palmstrom dada por:

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

$$Jv = (100 / 17 + 100 / 18 + 100 / 19) = 16.701$$

Reemplazando en la fórmula:

$$RQD = 115 - 3.3 * 16.701$$

RQD= 55.89, aproximadamente 56 %

Verificando en el anexo 4, el dato oscila entre 50-75%, correspondiendo un valor de **13**.

Calculo de RMR (iii)

Para el espaciamiento entre discontinuidades, este dato oscila entre 20, 30 y 40 cm., por lo cual hallaremos una media aritmética

$$(20+30+40) /3= 30 \text{ cm} = 300 \text{ mm}$$

Por lo cual este dato, verificando el anexo 4, oscila entre 200 y 600 mm., obteniéndose un valor de **10**.

Calculo de RMR (iv)

La labor en estudio tiene superficies pulidas o relleno de falla menor a 5 mm aproximadamente.

Con este dato, verificando el anexo 4, se tendría un valor de: **10**.

Calculo de RMR (v)

En la labor en estudio, no se evidencia la presencia de agua, por lo cual se podría considerar un estado de agua seco, obteniéndose un valor de **15**.

Realizando el cálculo entonces se tendría:

$$\text{RMR} = \text{RMR (i)}+ \text{RMR (ii)}+ \text{RMR (iii)}+ \text{RMR (iv)}+ \text{RMR (v)}$$

$$\text{RMR} = 12+13+10+10+15$$

$$\text{RMR} = \mathbf{60}$$

Para el cálculo del RMR AJUSTADO se debe considerar el ajuste por orientación de discontinuidades, donde se debe considerar el rumbo y buzamiento que se tiene, el cual es favorable al cuerpo Casapalca con presencia de fallas y vetillas de carbonato.

Tabla 10*B. Ajuste de la puntuación para la orientación de discontinuidades*

Orientaciones de rumbo y buzamientos	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
	Túneles y minas	0	-2	-5	-10
Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-

Fuente: DCR Ingenieros.

En este caso sería la reducción de -2

Quedando así: **RMR AJUSTADO = 60-2 =58**

4.1.7 CALCULO DEL INDICE Q DE BARTON

Usaremos la siguiente fórmula para este propósito:

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

Donde:

- RQD: Índice de calidad de roca.
- Jn: Número de familias de juntas
- Jr: Índice de rugosidad de las juntas
- Ja: Índice del grado de alteración de las juntas
- Jw: Factor de reducción debido a la presencia de agua en las juntas
- SRF: Factor de reducción debido al estado de tensión

Posibles problemas debido a tensiones según Barton (1974)

RQD: 60%

$J_n = 6$, Realizado la evaluación se tiene 2 familias de juntas y 1 aislada

$J_r = 1.5$, Rugosas o irregulares planares.

$J_a = 2$, Relleno duro, paredes de juntas inalteradas

$J_w = 1$, Húmedo, ver el anexo 3.

Calculo del SRF:

Densidad $\gamma = 2.7 \text{ Tn/m}^3$

Z (profundidad de la labor) = 900 m

$E_h = 14.1 \text{ Gpa}$ de acuerdo al anexo 9

$\sigma_{ci} = 148 \text{ MPa}$

Esfuerzo vertical:

$$\sigma_v = Z * \gamma$$

$$\sigma_v = 900 \text{ m} * 2.7 \text{ Tn/m}^3$$

$$\sigma_v = 24.212 \text{ Mpa}$$

Esfuerzo horizontal:

$$\sigma_h = \sigma_v * K$$

Para hallar el valor de K utilizaremos la fórmula de Sheorey:

$$K = 0.25 + 7E_h * (0.001 + 1/Z)$$

$$K = 0.25 + 7 * 14.1 * (0.001 + 1/900)$$

$$K = 0.458$$

Entonces:

$$\sigma_h = 24.212 \text{ Mpa} * 0.458$$

$$\sigma_h = 11.089 \text{ Mpa}$$

Calculando el esfuerzo mayor (σ_1)

$$\sigma_{ci} / \sigma_1 = 148 / 24.212 = 6.11$$

Fuente: Guía de criterios geomecánicos (OSINERGMIN 2017)

Entonces viendo el cuadro anterior, se consideraría como zona de esfuerzos hasta estallido de rocas moderado. Lo que correspondería a un valor de SRF de 5 de acuerdo al anexo 3.

Por lo tanto, el valor del factor Q quedaría así:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \frac{J_r}{J_a} \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{60}{6} \frac{1.5}{2} \frac{1}{5} = 1.5$$

Por lo tanto, al verificar que el valor de q de Barton no da un valor de 1.5, y usando la correlación de RMR 89 de Bienawski que nos dio un valor de 58, correspondería a una roca REGULAR TIPO IIIB, con tendencia a una roca TIPO IIIA.

4.1.8 Consideraciones sobre las condiciones de estabilidad

4.1.8.1 Estimación del sostenimiento para el TJ 265 Nv.17

Para la estimación del tajeo como zona de estudio utilizaremos el método gráfico de estabilidad, el cual es recomendado en su mayoría para laboreo con el método de explotación de SLS, el cual nos permitirá dimensionar el área del techo de los tajeos, así como el área de las paredes de los mismos.

Para describir el Método Gráfico de Estabilidad (MGE) que aparece publicado en la publicación de Hoek, Kaiser y Bawden (1995) y desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992).

De manera muy resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores N' y S. El factor N' es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El factor S es el radio hidráulico o el factor de forma, relacionado a la geometría donde se toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde:

Q' : es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A : es el factor de esfuerzo en la roca

B : es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C : es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S , para la superficie del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”. Usando los valores del número de estabilidad N' , y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo utilizando el “gráfico de estabilidad”

Un aspecto importante a resaltar en esta metodología es la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa, ya que los resultados son sensibles al parámetro B . Cuando se analiza una superficie como el techo de los tajeos o las paredes de los mismos, la junta crítica es el sistema que aparece de modo subparalelo a la superficie en análisis. A medida que este sistema se muestra de modo oblicuo en relación a la superficie analizada, es favorable para la estabilidad del tajeo y esto permite que la longitud (de la superficie analizada) se incremente, siendo la situación más favorable cuando el sistema se halla perpendicular a dicha superficie.

Los análisis en el techo de los tajeos, estarán condicionados básicamente a la calidad de la masa rocosa y al arreglo estructural, más no es relevante la dirección del alineamiento de los tajeos puesto que los análisis realizados para un techo horizontal son válidos para cualquier dirección.

En el caso del análisis en las paredes de los tajeos, si es importante conocer la dirección de alineamiento de los tajeos, puesto que el resultado en una dirección específica será distinto para cualquier otra, de aquí la importancia de definir las direcciones de alineamiento de los tajeos en función de las paredes.

4.1.8.2 Aplicación y resultados

En la aplicación del MGE (Metodo Grafico de Estabilidad) al caso de mina Alpayana, es importante tomar en cuenta la información de la calidad del macizo rocoso en cada estructura mineralizada y su entorno, principalmente en la Zona Cuerpos donde se da la posibilidad de generar tajeos grandes. Para la zona de vetas también podría ser aplicada esta metodología.

En este caso, tomando en cuenta la calidad del macizo rocoso, la alternativa de dimensionar tajeos grandes es aplicable principalmente en la Zona Cuerpos, debido a la forma de las estructuras mineralizadas y las características geomecánicas favorables del macizo rocoso.

Considerando los sistemas principales en la Zona Cuerpos, no se aprecia la presencia de sistemas subhorizontales lo cual favorecería para la estabilidad de los techos de los tajeos, ya que el parámetro "B" no será restrictivo con el valor de aportación de dicho valor.

Para los cálculos bajo esta metodología, se ha utilizado el software STOPESOFT desarrollado por Graeme Fitz (1999) y además se ha realizado la verificación del análisis en una hoja de cálculo en Excel.

Utilizando toda la información concerniente a calidad, resistencia compresiva, aspecto estructural de la masa rocosa y geometría de los tajeos asumidos, se han realizado varias alternativas de dimensiones para los tajeos, para distintas condiciones de estabilidad. En el caso del techo de los tajeos, se han evaluado varios anchos que van

desde 10, 15, 20 y 30 m. Dentro de las alternativas de alturas de tajeos, se ha considerado las alturas propuestas de 17, 22, 24, 28, 34, 36, 42, 44 y 48 según el planeamiento que tiene contemplado ALPAYANA.

Algunos resultados del software se muestran en el ANEXO 10, teniendo en cuenta que para el tajo en estudio se consideró una altura de tajo de 24 mts. aproximadamente y un ancho aproximado de 15 mts, además anteriormente se manifestó que la calidad de roca de acuerdo al RMR oscilaba entre el tipo IIIA y IIIB.

Y con los resultados del análisis en el software STOPESOFT nos muestra todos los datos relacionados al análisis de estabilidad N en techo y caja techo, tal y como se muestra en el ANEXO 8.

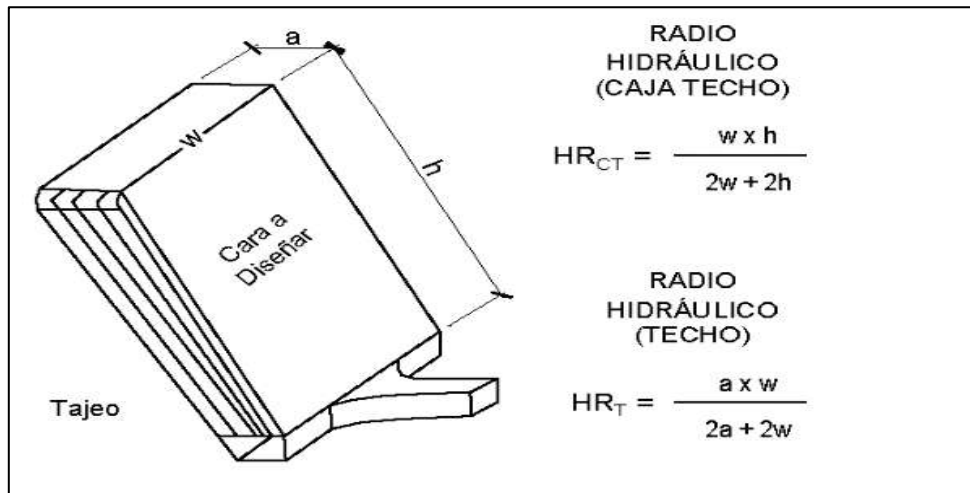
Para nuestro caso, el TJ 265, del Nv.17, cuenta con un tipo de roca arenisca (epidotizada y silicificada) de un tipo IIIA y IIIB, con una altura de 24 metros y un ancho aproximado de 15 metros, por lo tanto, de acuerdo al software usado STOPESOFT, donde se realizó la introducción de datos como la calidad de roca, resistencia compresiva, aspecto estructural para distintas condiciones de estabilidad, tomando en cuenta varias alternativas en alturas y ancho, por lo que nos brindó la información tal como se muestra en el anexo 8.

Nos brindó información como el valor de: Q, FACTOR A, FACTOR B, FACTOR C, suficientes para el cálculo del número de estabilidad N.

Para el cálculo del Radio hidráulico, podemos utilizar la fórmula adjunta en la figura 24:

Figura 18

Calculo de radio hidráulico



Fuente: DCR Ingenieros, 2021.

Donde:

W: Longitud del tajeo

H: Ancho del tajeo

4.1.9 Estimación del sostenimiento

Según DCR Ingenieros (2021) durante el minado por SLS (Sub Level Stopping) y para el caso de tajeos de mayores dimensiones hay la necesidad de utilizar refuerzo con cable bolting según sea el caso en los techos y paredes de los tajeos abiertos. Los análisis realizados con el MGE (Método gráfico de estabilidad) permiten estimar las dimensiones de los tajeos en las condiciones de estabilidad ESS (Estable Sin Sostenimiento), ESO (Estable Sostenimiento Opcional) y ECS (Estable Con Sostenimiento) en este último caso obligatorio.

Para los casos ESO y ECS podemos determinar la densidad de cables y la longitud de estos, estimación que se ha realizado utilizando el software Stopesoft, además de combinar los resultados con el criterio de la guía de densidad de cables con respecto al spam y RMR.

En el anexo 8 se resume el sostenimiento en los tajeos según el MGE para los casos de los techos y cajas techos.

Para nuestro caso, considerando que el techo del TJ 265 en la zona Cuerpos es de calidad IIIA y IIIB, con un ancho del tajeo de 15 metros, el espaciado de los cables está en el rango de 1.7 a 2.4 metros. Así como para las cajas, considerando una altura de tajeo de 24 metros, los espaciados de los cables están en el rango de 1.7 – 2.1.

Utilizaremos el gráfico de estabilidad para determinar la estabilidad del tajeo, con los datos anteriores, tomando primero el número de estabilidad, y el radio hidráulico (S) los cuales se interceptarán dando como resultado la estabilidad.

Realizando este cálculo para el techo y caja techo del tajeo, considerando el tipo de roca arenisca epidotizada y silicificada, con calidad de roca de IIIA y IIIB, se obtuvieron los siguientes resultados:

TECHO:

TIPO DE ROCA IIIA

Número de estabilidad: $N = Q * A * B * C$

$$N = 3.611 * 0.1 * 0.873 * 2$$

$$N = 0.63$$

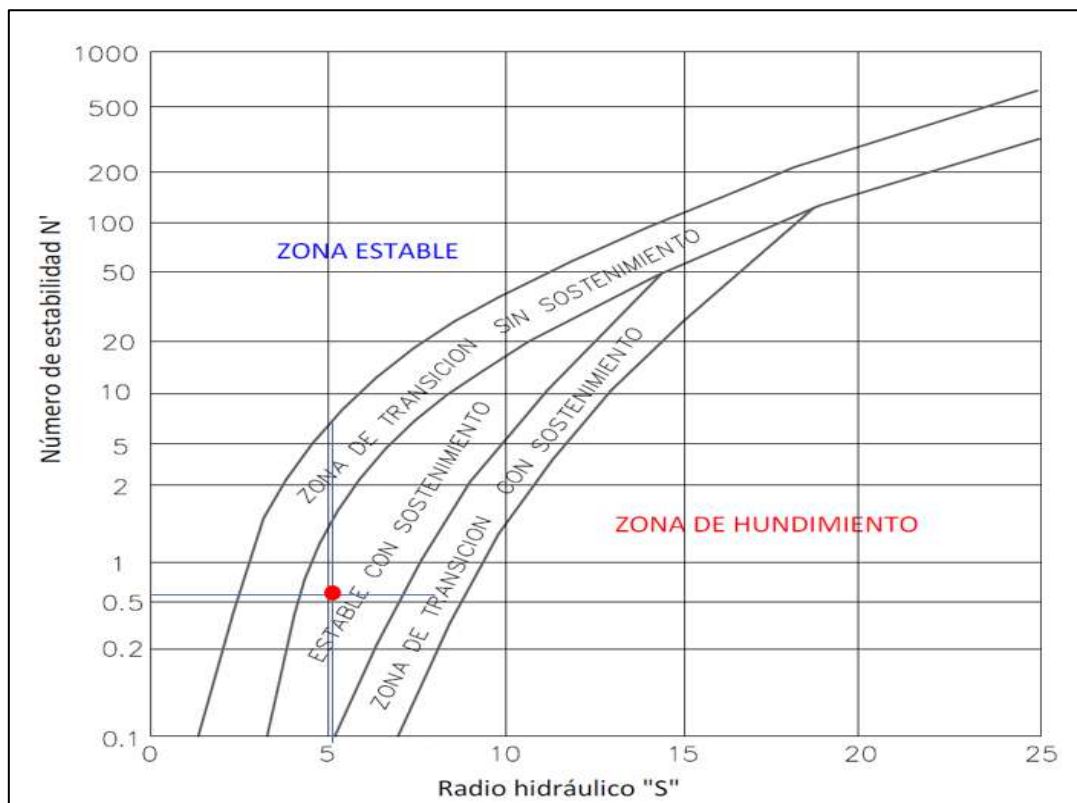
Radio Hidráulico: $S = A * W / 2A + 2W$

$$S = 31 * 15 / (2 * 31 + 2 * 15)$$

$$S = 5.05$$

Figura 19

Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Techo – Roca IIIA)



Fuente: Mathews (Elaboración de cálculo propia)

Como se observa en la figura 25, se considera como zona estable con sostenimiento (ECS), como su nombre lo indica, esta parte y calidad de roca requerirá necesariamente sostenimiento.

TECHO:

TIPO DE ROCA IIIB

Número de estabilidad: $N = Q \cdot A \cdot B \cdot C$

$$N = 1.25 \cdot 0.1 \cdot 0.873 \cdot 2$$

$$N = 0.22$$

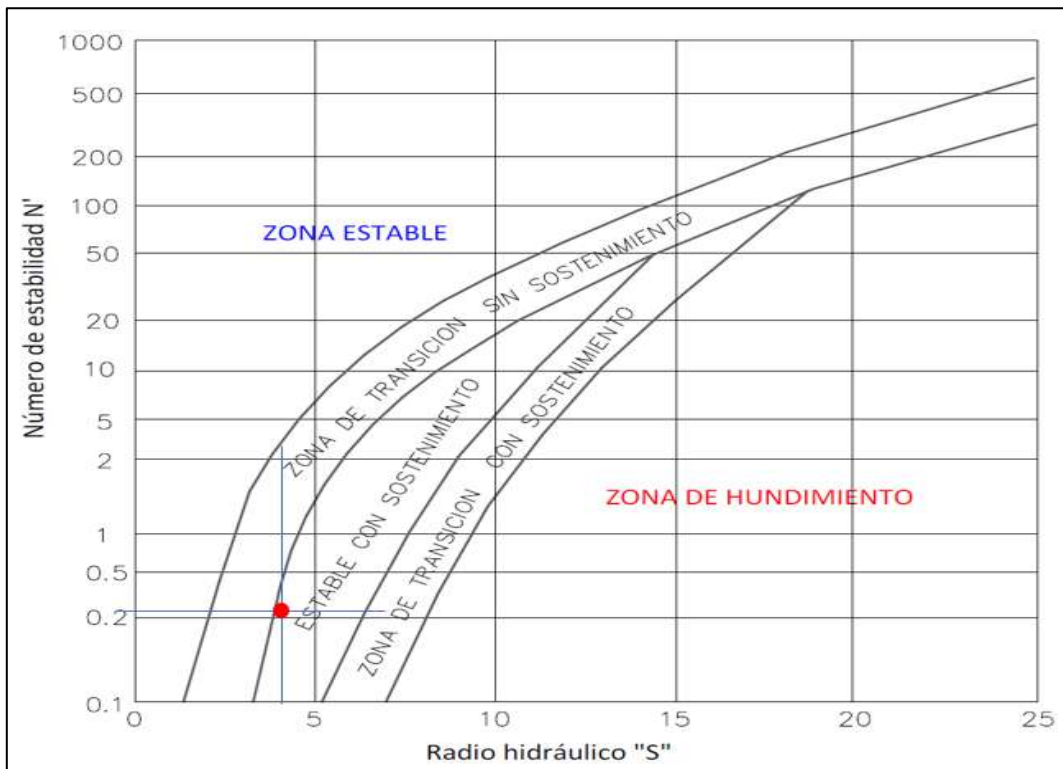
Radio Hidráulico: $S = \frac{A \cdot W}{2A + 2W}$

$$S = \frac{21 \cdot 15}{(2 \cdot 21 + 2 \cdot 15)}$$

$$S = 4.38$$

Figura 20

Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Techo – Roca IIIB)



Fuente: Mathews (Elaboración de cálculo propia)

De igual forma, la figura 26 demuestra que se debe de considerar como zona estable con sostenimiento (ECS) por lo cual también requerirá sostenimiento.

CAJA TECHO:

TIPO DE ROCA IIIA

Número de estabilidad: $N = Q \cdot A \cdot B \cdot C$

$$N = 3.611 \cdot 1 \cdot 0.261 \cdot 5.948$$

$$N = 5.60$$

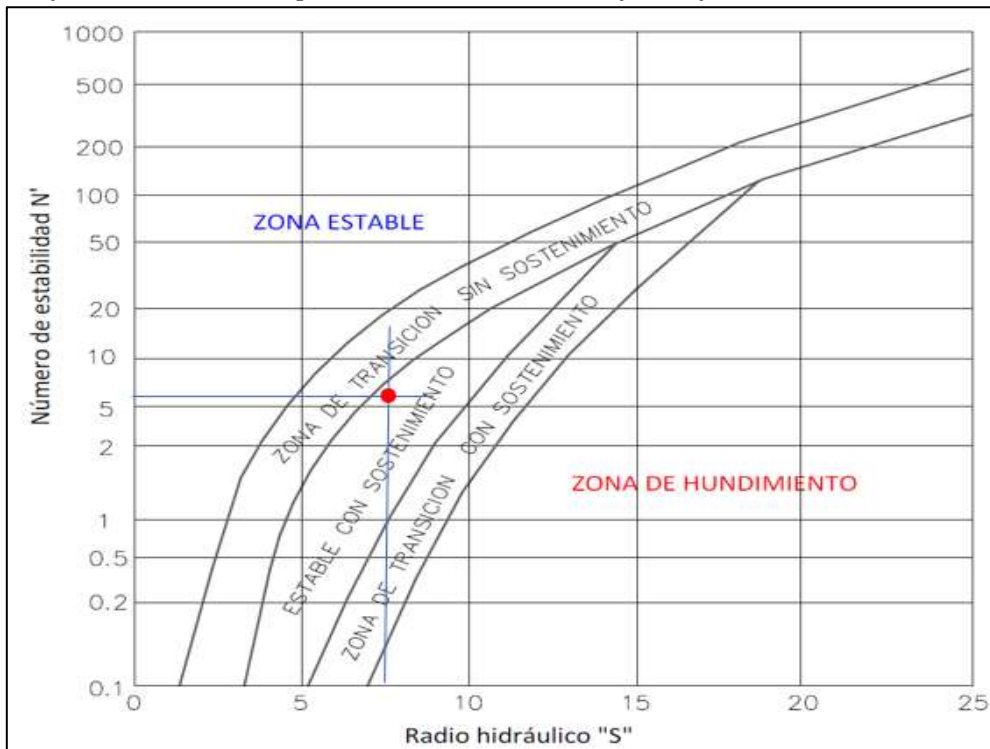
Radio Hidráulico: $S = \frac{H \cdot W}{2H + 2W}$

$$S = \frac{24 \cdot 40}{(2 \cdot 24 + 2 \cdot 40)}$$

$$S = 7.5$$

Figura 21

Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Caja Techo – Roca IIIA)



Fuente: Mathews (Elaboración de cálculo propia)

La figura 27, de igual forma, demuestra como zona estable con sostenimiento (ECS) por lo cual también requerirá sostenimiento necesario.

CAJA TECHO:

TIPO DE ROCA IIIB

Número de estabilidad: $N = Q \cdot A \cdot B \cdot C$

$$N = 1.25 \cdot 1 \cdot 0.261 \cdot 5.948$$

$$N = 1.94$$

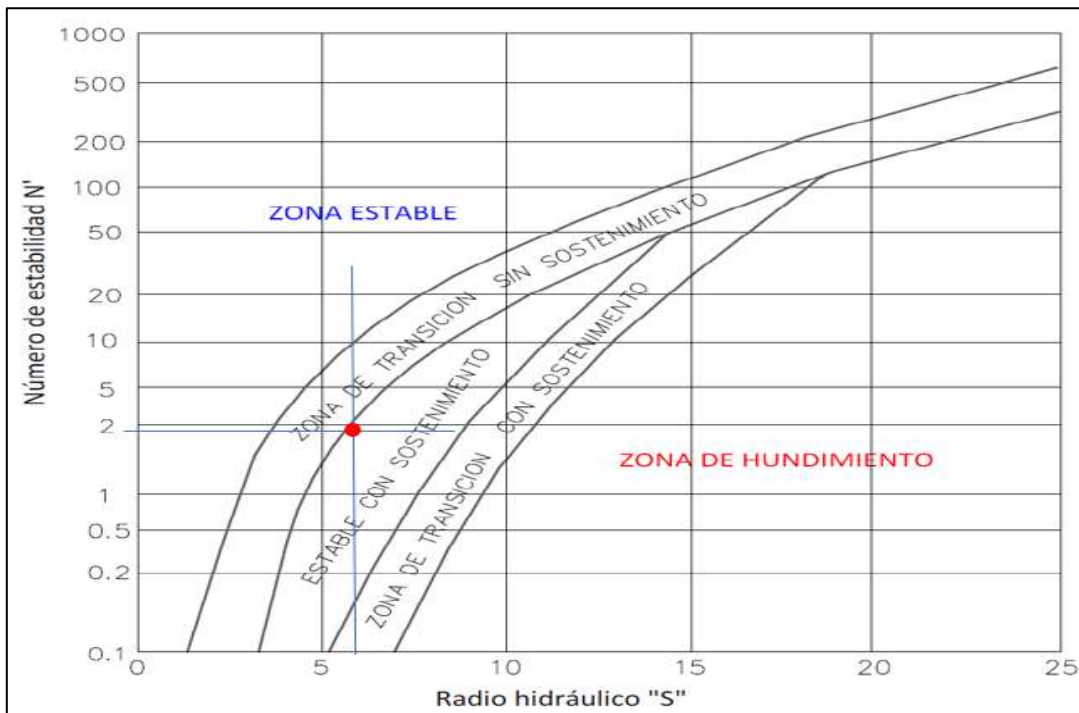
Radio Hidráulico: $S = \frac{H \cdot W}{2H + 2W}$

$$S = \frac{24 \cdot 22}{(2 \cdot 24 + 2 \cdot 22)}$$

$$S = 5.74$$

Figura 22

Gráfico de estabilidad para la estabilidad del tajo (Caja Techo – Roca IIIB)



Fuente: Mathews (Elaboración de cálculo propia)

La figura 28 resalta como zona estable con sostenimiento (ECS) por lo cual también requerirá sostenimiento necesario.

4.1.10 Estimación de sostenimiento para el TJ 265, Nv.17

En resumen, el tajeo 265, del Nv.17 requerirá sostenimiento necesario tanto en techo como en la caja techo, por lo cual será necesario escoger un método de sostenimiento adecuado para las dimensiones del tajeo como también por la resistencia que tendrá.

Para este caso, se realizó el estudio de cada tipo de sostenimiento conocido en la industria minera peruana, además que este tipo de sostenimiento sea el adecuado para las dimensiones del tajeo a explotar, como también tendría que contar con una alta resistencia a la ruptura, y capacidad portante.

4.1.10.1 Sostenimiento con perno helicoidal

Sostenimiento de uso habitual en las labores mineras peruanas, usado principalmente para labores de avance del tipo desarrollo y preparación. Permitiendo un anclaje de alta resistencia en un amplio rango de calidades de roca (Empresa Minera Los Quenuales, 2013)

Con la inyección de lechada o resina, se protegerá mejor la barra de la corrosión, asegurando al mismo tiempo la adherencia permanente a la roca

De acuerdo a la Empresa Minera Los Quenuales (2013) normalmente cuenta con una capacidad de soporte de: 2.8 a 3 TON/PIE instalado, esto dependerá también del diámetro del perno. En la tabla 14 se observa los datos técnicos de los pernos helicoidales.

Tabla 11

Datos técnicos de sostenimiento con perno helicoidal

DATOS TECNICOS	
Diámetro del perno	20/24.6 mm
Capacidad	2.8 a 3 Tn / pie
Deformación	8%
Peso del perno	2.98 Kg/m
Diámetro del taladro	36 mm

Fuente: Empresa Minera Los Quenuales, 2013

En la figura 25 se muestra el gráfico del perno helicoidal

Figura 23

Perno helicoidal



Fuente: REMICSA

4.1.10.2 Sostenimiento con Split Set

Según Osorio Aparco & Tito Areche (2021) los split set están constituidos por un tubo de acero seccionado en su longitud, cuando se instala en el taladro ejerce una presión radial contra la roca, haciendo que su contacto sea longitudinal proveyendo de forma inmediata refuerzo al macizo rocoso, previene el movimiento o separación de los bloques. En la tabla 15 se puede verificar los datos técnicos del split set.

Tabla 12

Datos técnicos de sostenimiento con Split set

DATOS TECNICOS	
Díámetro del tubo	39 mm
Capacidad	1 – 1.5 ton/ pie
Carga de rotura	11 – 16.3 ton
Peso del split set	1.3 Kg/m
Díámetro del taladro	36 – 37 mm

Fuente: Osorio Aparco & Tito Areche (2021)

En la figura 26 se muestra el grafico split set.

Figura 24

Split set



Fuente: CASTEM soporte.

4.1.10.3 Sostenimiento con perno Hydrabolt

Según Blanco Curi (2018) Es un tubo fabricado de acero en forma de C y sellado en ambos extremos, con un niple hidráulico en un extremo y válvula antirretorno que permite conexión a una bomba hidráulica, la cual se expande con agua a altas presiones de 25 – 30 Mpa.

En la tabla 16 se muestran los datos técnicos de los pernos Hydrabolt.

Tabla 13

Datos técnicos de sostenimiento con Hydrabolt

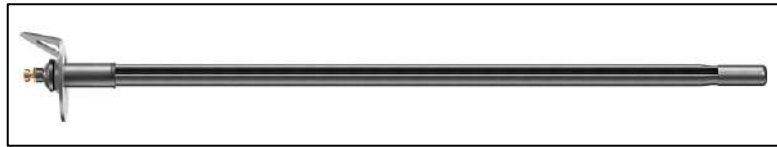
DATOS TECNICOS	
Diámetro del perno	29 mm se expande hasta 41 mm
Capacidad	1 ton / pie
Carga de rotura	11 – 16.3 ton
Peso del perno	2 kg/m
Diámetro del taladro	36 – 38 mm

Fuente: Blanco Curi, 2018.

En la figura 27 se muestra un ejemplo de los pernos Hydrabolt.

Figura 25

Pernos Hydrabolt



Fuente: EPIROC.

4.1.10.4 Sostenimiento con perno de anclaje Swellex

Hecho de un tubo soldado doblado sobre si y sellado en un extremo, ambos extremos cerrados por dos manguitos soldados, donde uno de ellos tiene un agujero muy pequeño para el ingreso del agua a su interior, generando así una vez inflado una fuerza radial perpendicular a su eje en toda su longitud y una fuerza de rozamiento estático o fricción también en toda su longitud. (Osinergmin, 2017)

Usado para para el soporte de cajas, en rocas duras como en roca blanda o fisurada. En la tabla 117 se puede visualizar los datos técnicos de los pernos Swellex.

Tabla 14

Datos técnicos de sostenimiento con perno Swellex

DATOS TECNICOS	
Diámetro del perno	27 mm
Resistencia a la tracción	100 – 300 KN o 10.20 – 30.6 ton
Carga de rotura	120 KN o 12.23 ton
Peso del perno	2 kg/m
Diámetro del taladro	35 – 38 mm

Fuente: Osinergmin, 2017

Se muestra un ejemplo de los pernos tipo swellex en la figura 28.

Figura 26

Pernos Swellex



Fuente: EPIROC.

4.1.10.5 Sostenimiento con cable bolting

Usados frecuentemente en la minería subterránea nacional, los cables de anclaje son efectivos para detener el movimiento de la roca encajonante de los tajeos de explotación y otras excavaciones mayores.

Los cables de anclaje, en labores mineras por lo general son del tipo cementados sin tensión y se instalan antes del comienzo de la explotación del tajeo y podrán continuar colocándose conforme avance (Osinergmin, 2017), la tabla 18 muestra los datos técnicos del cable bolting.

Tabla 15

Datos técnicos de sostenimiento con Cable bolting

DATOS TECNICOS	
Díámetro del cable	5/8'' de 7 hebras
Resistencia a la tracción	23.9 ton / m
Carga de rotura	26.5 ton
Peso del cable	1.10 kg/m
Díámetro del taladro	51 – 63 mm
Calidad del acero	ASTM A416 - 270
Tipo de cable	Bulbado

Fuente: Osinergmin, 2017

Se muestra la figura de ejemplo de los cables bolting, en este caso del tipo Bulbado.

Figura 27

Cable bolting



Fuente: REMICSA.

Verificando estos datos técnicos de los diferentes tipos de sostenimiento activo en minería subterránea, queda claro que el sostenimiento con cable bolting para la sujeción de las cajas del TJ 265, Nv.17, es idóneo debido a las siguientes características:

- Debido a la capacidad de soporte: 26.5 tn
- Debido a la longitud del cable bolting por las dimensiones del tajeo: 24 m de altura y 15 mts de ancho. Ningún otro tipo de sostenimiento tiene estas dimensiones para la fijación.
- Debido al costo de los cables bolting los cuales son relativamente bajos
- Debido a que el tipo de roca es de tipo IIIA a IIIB, efectivo para este tipo de sostenimiento.

Ahora bien, el software STOPESOFT también nos proporciona una guía para la instalación de estos cables bolting ya sea en techos y cajas techos, detallado en el ANEXO 8.

4.1.11 Perforación de taladros para la inyección de cable bolting

Los datos técnicos en la realización de la perforación de taladros son las siguientes:

- Equipo de perforación: Equipo electrohidráulico SIMBA H-1254
- Diámetro de perforación: 64 mm o 2 1/2 pulg.
- Longitud de perforación: 15-20 mts.
- Perforadora de 24 KW de potencia de impacto.
- Rendimiento: 200-250 mts/guardia (de acuerdo al tipo de roca).
- Envergadura del equipo: 12.7 mts * 2.7 mts

En la figura 29 se observa un equipo de perforación propio de la Cía. Minera Alpayana, para la perforación de taladros largos y taladros para el inyectado de cable bolting.

Figura 28

Equipo de perforación Simba H1254



Fuente: Propia

Nota: Perforación de galería 270 con equipo Simba para realizar la delimitación y perforación de los taladros de producción y de sostenimiento.

Para realizar este trabajo, se realizó la perforación de 18 secciones, hasta culminar con la explotación del norte del TJ 265, Nv.17.

Las secciones están diseñadas de acuerdo al ANEXO 11.

Estos taladros están direccionados hacia las cajas del del tajo, de acuerdo al diseño proporcionado por el área de planeamiento mina.

4.1.12 Dosificación de cemento para la lechada

Para la dosificación correcta de cemento y agua, existen relaciones establecidas, las cuales se dosifican de acuerdo al cliente.

En la tabla 19, se mencionan las principales relaciones usadas en la actualidad.

Tabla 16

Relación agua cemento A/C

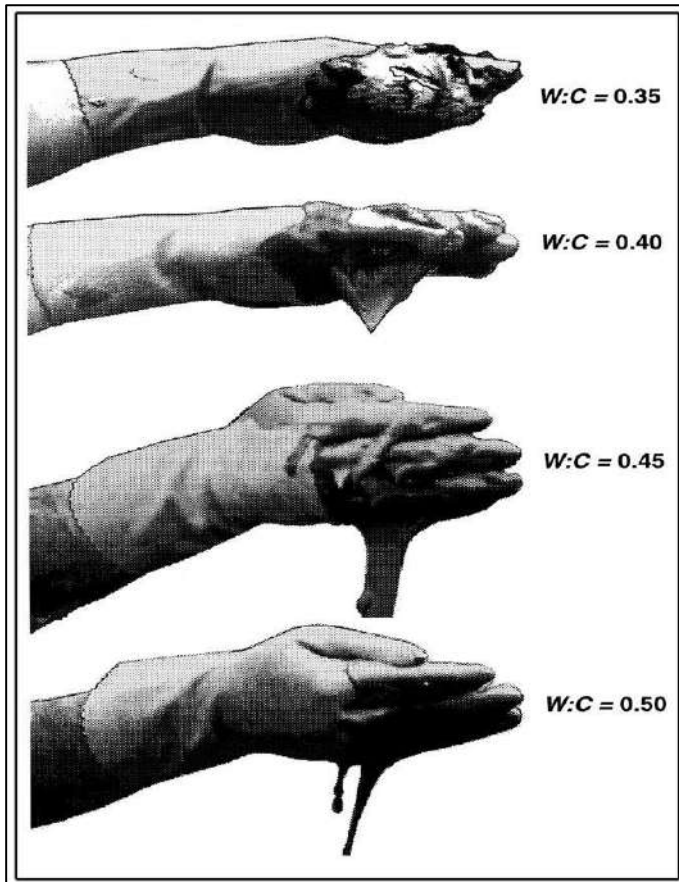
	Volumen de agua requerida (litros)			
W/C =	0.3	0.35	0.4	0.45
10 kg	3	3.75	4	4.5
25 kg	7.5	8.75	10	11.25
40 kg Cemento	12	14	16	18

Fuente: Vicor Ingenieros

Para nuestro caso se utilizó la relación de agua – cemento de 0.35, esto quiere decir que, por cada Kg de cemento, se utilizara 0.35 litros de agua.

Figura 29

Relación A/C



Fuente: Vicor Ingenieros.

El cálculo a realizarse del consumo de materiales para el sostenimiento con cable bolting, depende principalmente del diseño realizado, mediante el conteo de taladros a perforarse por secciones, multiplicado esto a el número de secciones que tendrá todo el tajo mineralizado.

Para nuestro caso se realizó la perforación de 18 secciones, en las cuales cada sección tiene un número diferente de taladros.

Estos datos se muestran en la siguiente tabla 20.

Tabla 17

Nro. de cables por sección

#	SECCION	# DE CABLES
1	SECCION A	1 CABLE
2	SECCION B	12 CABLES
3	SECCION C	12 CABLES
4	SECCION D	10 CABLES
5	SECCION E	10 CABLES
6	SECCION F	10 CABLES
7	SECCION G	10 CABLES
8	SECCION H	10 CABLES
9	SECCION I	10 CABLES
10	SECCION J	10 CABLES
11	SECCION K	10 CABLES
12	SECCION L	10 CABLES
13	SECCION M	10 CABLES
14	SECCION N	10 CABLES
15	SECCION O	10 CABLES
16	SECCION P	9 CABLES
17	SECCION Q	7 CABLES
18	SECCION R	7 CABLES
TOTAL		168 CABLES

Fuente: Propia

En total se usaron 168 cables de acero Bulbado, de tipo pajarito, en la tabla 21 se muestra el total de longitud cableada y su respectivo costo unitario.

Tabla 18*Total longitud de cable bolting utilizado*

Cable	Nº cables (Unid)	Costo unitario (\$/unid)	Longitud cableada (m)
Cable bolting 15 mts.	51	388.35	765
Cable bolting 20 mts.	89	517.8	1,780
Cable bolting 25 mts.	28	647.25	700
Total, cable bolting	168		3,245

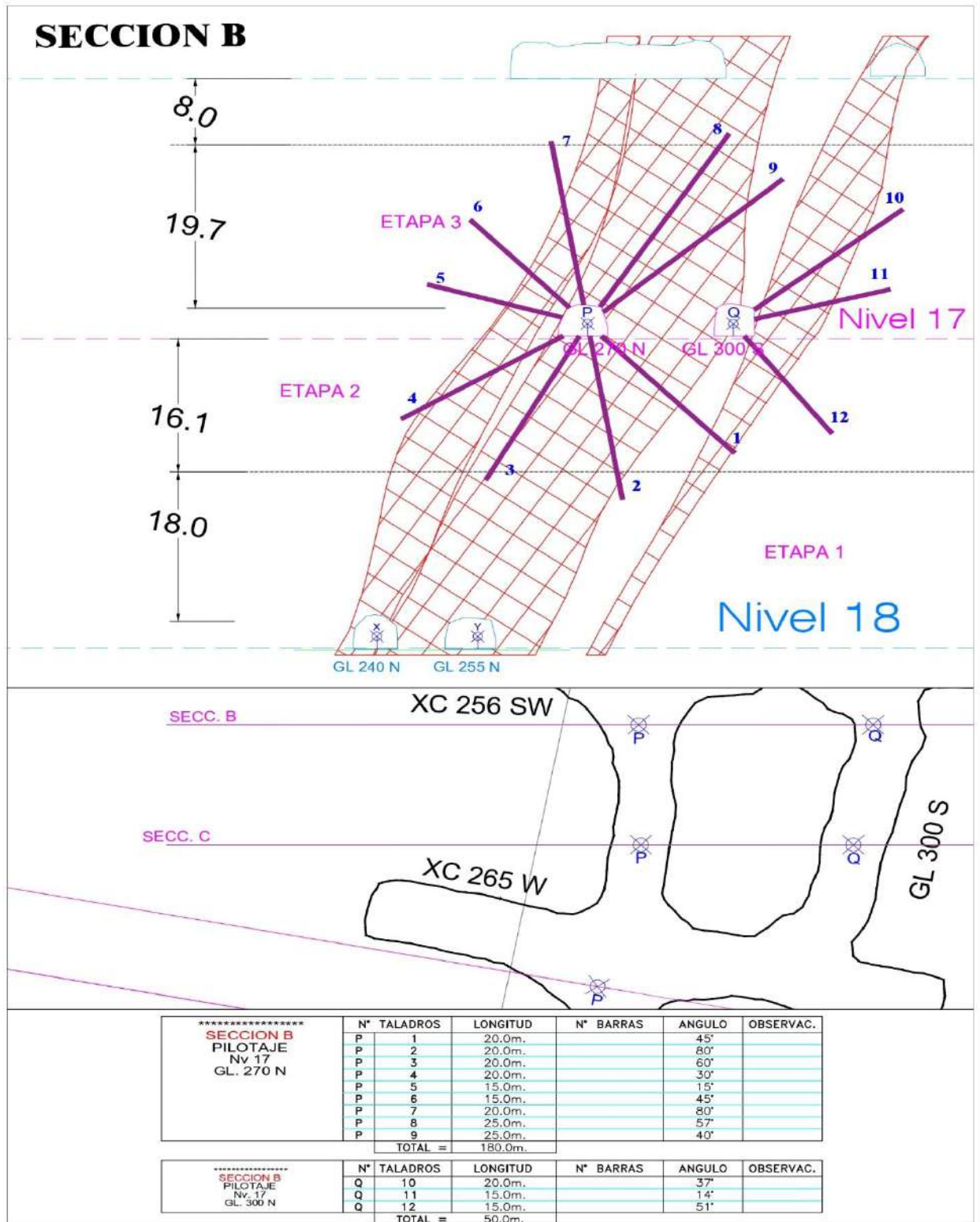
Fuente: Propia

Ahora bien, de acuerdo a planeamiento mina, se utilizó el software AutoCAD para el diseño de estas secciones, adjuntándose estas secciones también en los anexos de esta investigación.

En la figura 32 se puede verificar las secciones A, B, C y D donde se tiene diferente número de cables bolting de acuerdo a las proporciones de los cuerpos mineralizado.

Figura 30

Secciones de perforación para instalación de cable bolting



Fuente: Departamento de planeamiento Cía. Minera Alpayana

Las demás secciones de instalación se muestran en el anexo 15

Como se puede visualizar en las figuras 32, las secciones están diseñadas, en el anexo 11 se detalla la labor en estudio con sus respectivas secciones de perforación.

El cable bolting cubre todo el cuerpo mineralizado, incluyendo las cajas que contornean al cuerpo, quedando así explicado que al finalizar la explotación del tajo 265, Nv.17, estos cables instalados quedaran aun soportando las cajas para con este fin reducir los eventos por descajamiento.

4.1.13 Instalación de cable bolting

Bomba CASTEM para la inyección de lechada

El equipo utilizado fue la bomba de marca Putzmeister de modelo S 5 EV/TM de 25 BARES de presión de bombeo máximo.

Al realizar la compra del equipo, se recibió también instrucciones y capacitación como parte del contrato de compra por la empresa Putzmeister.

Este equipo está instalado a una línea de 400 V de voltaje, el cual mediante la bomba presente en el equipo ejerce una presión de 25 bares para la inyección del cemento en los taladros con el cable bolting. Siendo esta presión considerable.

Para la ejecución del trabajo, se tuvo que realizar una plataforma para el equipo, trabajo realizado por el área de maestranza, encargada de la soldadura de la plataforma. Posteriormente se tuvo una inspección por parte del área de seguridad para verificar el equipo y se dio luz verde para la operación del mismo.

También se diseñó un formato check list para el equipo, esto para verificar en campo el equipo antes de su operación.

Materiales:

- **Cable bolting:**

El total de cables bolting fueron 168 unidades, tal como se aprecia en la tabla 22.

Tabla 19

Total nro. de cables bolting

Cable	N° cables (Unid)
Cable bolting 15 mts.	51
Cable bolting 20 mts.	89
Cable bolting 25 mts.	28
Total, cable bolting	168

Fuente: Propia.

Características técnicas:

Diámetro: 5/8" x 7 hilos

Peso unitario: 1.10 Kg/m

Longitud: de 15, 20 y 25 mts de acuerdo al requerimiento

Figura 31

Cable bolting en almacén



Fuente: Propia.

Nota: Estos empaques vienen en presentaciones de acuerdo al pedido que se realiza por parte de Cía. Minera Alpayana, nuestro proveedor de cable es REMICSA.

Por lo tanto, no se tiene perdida de material de cables bolting

Cemento de tipo 1:

En parihuelas de 50 bolsas

Peso: 42.5 kg/bolsa

Peso total: 2.12 Tn/parihuela

Figura 32

Cemento a utilizar



Fuente: Propia

- **Tubería**

Tubo de polietileno HDPE DE 3/4 “

Tuberías de alta resistencia que son utilizadas mediante el amarre a los cables bolting.

Cantidad: 168 unidades

Presión máxima: 250 psi

- **Cuñas o tacos de madera:**

- Cantidad: 168 unidades
- Trapos o waipes y cinta adhesiva
- Planchuelas

4.1.14 Proceso de instalación:

Para la inyección de esta lechada a los taladros perforados anteriormente, se utilizó la técnica MALKOSKI, que consiste en introducir el cable bolting junto con la tubería de polietileno.

Procedimiento:

- Se realiza la inspección de la labor, se identifica los peligros, riesgos y la aplicación de los controles.
- Se verifica los taladros, se realiza la limpieza si fuera necesario
- Se realiza la instalación de agua, así como la energía eléctrica, evitando que en todo momento el contacto del cable con la superficie húmeda.
- Realizar la instalación de la maquina bomba Putzmeister, conectado al tablero eléctrico.

Figura 33

Bomba Putzmeister S5



Fuente: Propia

Nota: Equipo utilizado para la inyección de la lechada de cable bolting.

- Se prepara el cable bolting a instalar, se realiza el amarre con la cinta adhesiva, uniendo el cable bolting a la tubería de polietileno, concordando las distancias respectivas, de acuerdo al diseño, en caso de la inyección en la corona de la labor, se utiliza el equipo Manitou, como se aprecia en la figura 34. Se deja por estándar, una cola de 20 cm de cable liso, para la instalación de las placas, cuña y la respectiva prueba de arranque.

Figura 34

Instalación de cables con ayuda de equipo Manitou



Fuente: Propia

Nota: Equipo de ayuda (telehandler – Manitou) para la instalación de cables bolting en taladros horizontales.

- Una vez presentado el cable bolting en el taladro, se realiza la prueba en vacío, posterior a ello, se comienza a rellenar, por medio de la tubería, de la mezcla de cemento, a presión, con apoyo de la bomba Putzmeister

hasta que la mezcla llene el taladro, para posteriormente realizar el amarre y doblado de la tubería, y taponear los espacios de la boca del taladro con trapos y tacos, ver figura 35.

Figura 35

Cables bolting instalados



Fuente: Propia

Nota: Cables instalados y amarrados para evitar la caída de la lechada y sellados a la vez con tacos de madera y waipes.

- Una vez instalados los cables, se toma un tiempo de fraguado de mínimo 12 horas, para proceder con el corte de cables sobresalidos fuera de estándar y colocación de las chapas de los cables, como se aprecia en la figura 36.

Figura 36

Cables bolting con planchuelas instaladas



Fuente: Propia

Nota: Cables bolting fraguados después de 12 horas, se observa a la izquierda y derecha taladros de producción.

4.1.15 Capacitación a supervisión y personal de piso nuevo en la operación con cable bolting.

Para la ejecución de los trabajos, se tuvo que preparar al personal del área de servicios mina, al igual que a la supervisión, la empresa para tal fin, contrato los servicios de un supervisor técnico especializado en estos trabajos para trabajo óptimo.

Para la operación del equipo putzmeister, por ser nuevo en la unidad, se tuvo que modificar el IPERC de línea base, por contar con nuevas tecnologías, dando cumplimiento al artículo 97, inciso A) del DS 024 – 2016 y su mod. 023 – 2017.

También se realizó la elaboración de un Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS) y estándar de la actividad a desarrollar, el cual fue revisado en su totalidad por el personal, supervisión y jefes de área.

Se realizó la elaboración de un PETS y estándar adecuado para la actividad incluidos en los ANEXO 2 Y 6.

4.2 Análisis de dilución y costos de operación en la explotación del tajeo 265, Nv.17

Para realizar el análisis de dilución del tajeo en estudio, se realizará una comparativa con un tajeo explotado unos años anteriores, el TJ 265, Nv.16, ya que tiene características geomecánicas similares, cabe destacar que este tajeo se explotó sin sostenimiento con cable bolting.

En la tabla 23, se muestra el análisis de dilución tomándolo como un escenario 1 donde se nos muestra la programación y cumplimiento del tajo anterior sin sostenimiento.

Tabla 20

Análisis de dilución y leyes equivalentes Tj 265, Nv.16

MINERAL PROGRAMADO (Ton)	MINERAL EXTRAIDO (Ton)	SOBREROTURA (Ton)	Dilución (%)	Contenido metálico (Oz equiv.)
139665	163456	23791	14.6%	326816
Ley Ag (Oz/tc)	Ley Pb (%)	Ley Cu (%)	Ley Zn (%)	Oz equ (Oz/tc)
0.64	0.32	0.17	2.14	2.34

Fuente: Propia

La tabla 23 muestra la programación de la producción total que se tuvo en el TJ 265 del Nv.16, el cual, al no contar con sostenimiento para sujeción de las cajas, tuvo varios eventos de descaje, teniéndose una sobre rotura de 23 791 ton., lo cual representa

una dilución de 14.6%, teniéndose a si labores adicionales de extracción de material diluido, reflejado en los costos de operación.

Para el cálculo de los costos de operación, se trabajó esta programación y cumplimiento pasado, en la tabla 24, se resume los costos de operación por actividades unitarias:

Tabla 21

Costos de explotación del Tj 265, Nv.16

Actividades unitarias	Unidades	Precio \$/Tn-\$/M3	Cantidades Ton – M3	Subtotal \$	\$/Oz Ag
Costo de P/V (perforación y voladura)	Ton	4.6	139,665.00	642,459.00	1.97
Carguío y acarreo 1000 mts	Ton	2.56	163,456.00	418,447.36	1.28
Izaje por Pique	Ton	5.5	163,456.00	899,008.00	2.75
Transporte con volquete a Planta	Ton	2.4	163,456.00	392,294.40	1.20
Relleno detrítico	m3	12.16	54,485.33	662,541.65	2.03
Costo Planta	Ton	7.6	163,456.00	1,242,265.60	3.80
TOTAL				4,257,016.01	13.03

Fuente: Propia

Se muestra un cuadro resumen de las operaciones unitarias que se desarrollaron durante la explotación del TJ 265, Nv.16, teniéndose un costo total de \$ 4,257,016.01, esto generado también por la extracción de mineral con una dilución de 14.6%.

Y ahora, con la explotación del TJ 265, Nv.17, al utilizarse el reforzamiento con cable bolting, esto incidió de manera favorable en la reducción de la dilución, tal como se muestra en la tabla 25:

Tabla 22*Análisis de dilución y leyes equivalentes Tj 265, Nv.17.*

MINERAL PROGRAMADO (Ton)	MINERAL EXTRAIDO (Ton)	SOBREROTURA (Ton)	Dilución (%)	Contenido metálico (Oz equiv.)
141,562	156,795	15,233	9.7%	331,255
Ley Ag (Oz/tc)	Ley Pb (%)	Ley Cu (%)	Ley Zn (%)	Oz equ (Oz/tc)
0.64	0.32	0.18	2.1	2.34

Fuente: Propia.

Se tuvo en efecto, menos casos de desprendimiento de descaje dentro del tajo en explotación, demostrado en el nivel de sobrerotura extraído del TJ 265, Nv.17 por lo que se tuvo una dilución de 9.7%.

En la tabla 26 se muestra el costo de la instalación del cable bolting.

Tabla 23*Costo de cables bolting instalados en el Tj 265, Nv.17*

Cable	N° cables (Unid)	Costo por metro (\$/m)	Costo unitario (\$/unid)	Longitud cableada (m)	Costo Total (\$)
Cable bolting 15 mts.	51	25.89	388.35	765	19,805.85
Cable bolting 20 mts.	89	25.89	517.8	1,780	46,084.20
Cable bolting 25 mts.	28	25.89	647.25	700	18,123.00
Total, cable bolting	168			3,245	84,013.05

Fuente: Propia

En la tabla 27, se observa el cuadro final de costos de operación tras la explotación del tajo 265, Nv.17, incluyendo el costo de sostenimiento con cable bolting:

Tabla 24*Costos de explotación del Tj 265, Nv.17*

Actividades unitarias	Unidades	Precio \$/unidad	Cantidades	Subtotal \$	\$/Oz Ag
Instalación Cable bolting	m	25.89	3,245 (m)	84,013.05	0.26
Costo de P/V (perforación y voladura)	Ton	4.6	141,562 (Tn)	651,185.20	1.99
Carguío y acarreo 1000 mts	Ton	2.56	156,795 (Tn)	401,395.20	1.23
Izaje por Pique	Ton	5.5	156,795(Tn)	862,372.50	2.64
Transporte con volquete a Planta	Ton	2.4	156,795 (Tn)	376,308.00	1.15
Relleno detrítico	m3	12.16	52,265.00 (m3)	635,542.40	1.94
Costo Planta	Ton	7.6	156,795 (Tn)	1,191,642.00	3.65
				\$4,202,458.35	12.86

Fuente: Propia.

A este cuadro, se le añadió un ítem extra, el costo total del sostenimiento con cable bolting, donde se tiene ya incluido el costo de compra e instalación del mismo.

Por lo tanto, se ve claramente que el costo por sostenimiento con cable bolting esta compensado, pues al tener menor sobre rotura, también se reduce el costo extra de carguío y acarreo de mineral diluido.

Entonces se tendría un costo total de \$ 4,202,458.35, de explotación del TJ 265, Nv.17, donde se evidencia una reducción considerable en comparación a la explotación del tajo anterior 265, Nv.16. Teniéndose una diferencia de \$ 54,557.66 a favor de la empresa minera.

4.3 Análisis de los índices de seguridad

Para el análisis de los índices de seguridad, al igual que en el anterior capítulo, se realizó una comparativa con los datos del tajeo explotado anteriormente, TJ 265, Nv.16, donde, tomando la base de datos de eventos ocurridos en el año 2021, y realizando un filtro de la labor antes mencionada, nos da por resultado un total de 6 eventos entre leves e incapacitantes, de los cuales, se realizó un cálculo de los índices de seguridad, conocidos en el Perú, los cuales están normados en el D.S.024 y su modificatoria 023 – 2017, los llamados:

- Índice de frecuencia

$$IF =: N.^{\circ} \text{ accidentes} \times 1'000,000 / \text{Horas hombre trabajadas (N.}^{\circ} \text{ Accidentes} = \text{Incapacitantes} + \text{Mortales})$$

- Índice de severidad

$$IS = N.^{\circ} \text{ de días perdidos o cargados} \times 1\,000\,000 / \text{Horas hombre trabajadas}$$

- Índice de accidentabilidad

$$IA = IF \times IS / 1000$$

Datos que toda empresa minera maneja para verificar y medir la gestión de seguridad y salud ocupacional.

Este fue el principio que se manejó para realizar el cálculo, en dos escenarios principalmente.

1er escenario, en el TJ 265, Nv.16, labor de explotación donde no se usó ningún tipo de sostenimiento en el tajeo, y un segundo escenario, TJ 265, Nv.17, donde se usó el cable bolting como refuerzo de techo y cajas, los datos se muestran en el anexo 12.

Este anexo nos muestra el filtro realizado a los eventos ocurridos en inmediaciones del TJ 265, Nv.16, de los cuales, el evento que tuvo como resultado

laceración de la córnea del ojo derecho, fue el más crítico, esto ocurrió como proyección de partículas de roca al ojo humano, después de la caída de un banco de roca de las cajas del tajo en explotación, teniendo como resultado, la pérdida de visión del ojo derecho, el cual está tipificado como accidente incapacitante total permanente con un cargo de 6000 días de pérdida de acuerdo al anexo 33 del D.S.024 y su modificatoria 023 – 2017.

Muy aparte que el equipo de extracción de mineral, scooptram de 6 yd³ quedó muy dañado, casi inservible, el cual tuvo un costo de reparación que oscilaba los S/ 341,519.57, tal como se muestra en la figura 37.

Figura 37

Equipo Scooptram 92 siniestrado



Fuente: Propia

En resumen, al realizar el cálculo de número de días perdidos se obtuvo la tabla

28.

Tabla 25*Número de días perdidos año 2021 (Tj 265, Nv.16)*

RESUMEN			
EVENTO	FECHA	CATEGORIA	NUMERO DE DIAS PERDIDOS
Desprendimiento de roca	8/03/2021	INCAP	25
Proyección de partículas	25/07/2021	INCAP	6000
Proyección de partículas	16/09/2021	INCAP	15
Total, de días perdidos			6040

Fuente: Propia

Y con esta información se pudo calcular los índices de seguridad, tabla 29, solamente en las labores de explotación de este tajeo 265, del nivel 16.

Tabla 26*Índices de seguridad (Tj 265, Nv.16)*

Año	Nro. total, de horas hombre trabajadas	Nro. total de Accidentes incapacitantes	Nro. total, de días perdidos	Índice de frecuencia	Índice de severidad	Índice de accidentabilidad
2021	651 240	3	6 040	4.61	9 274.61	42.72
Labor	Nro. de días trabajados	Nro. de trabajadores	Horas hombre trabajadas en el año			
TJ 265, NV.16	360	1809	651 240			

Fuente: Propia

Teniéndose así un índice de accidentabilidad de 42.72, que, en términos de gestión de seguridad, es demasiado alto.

Y ahora, después de la aplicación del cable bolting en las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, la perspectiva con respecto a la seguridad fue distinta, los reportes de incidentes y accidentes bajaron, si bien hubo eventos, estos fueron menores en comparación al escenario 1, estos datos se muestran en el anexo 12.

Se tuvo un accidente incapacitante, el cual se catalogó como incapacitante parcial temporal el cual causo 5 días perdidos.

Estos datos y el índice de seguridad se muestran en la tabla 30.

Tabla 27

Índices de seguridad (Tj 265, Nv.17)

Año	Nro. total de horas hombre trabajadas	Nro. total de Accidentes incapacitantes	Nro. total de días perdidos	Índice de frecuencia	Índice de severidad	Índice de accidentabilidad
2022	672840	1	5	1.49	7.43	0.01
	Labor	Nro. de días trabajados	Nro. de trabajadores	Horas hombre trabajadas en el año		
	TJ 265, NV.16	360	1869	672840		

Fuente: Propia

Resultando así un descenso significativo en los índices de seguridad, con un índice de accidentabilidad de 0.01.

4.4 Análisis desde un punto de vista técnico.

- Tras la evaluación geomecánica del macizo rocoso del cuerpo Casapalca(TJ 265), el cual tiene por características geomecánicas un índice de RMR de Bienawski igual a 58, con un factor Q de Barton igual a 1.5, con

ambas evaluaciones, se determinó un tipo de roca del tipo REGULAR TIPO IIIB con tendencia a una roca del tipo IIIA, además se realizó también una evaluación de estabilidad mediante el método gráfico de estabilidad (MGE) se calculó un valor de N igual a 0.63 y para el techo con tipo de roca IIIA, 0.22 para el techo con tipo de roca IIIB, 5.60 para la caja techo con tipo de roca IIIA y 1.94 para la caja techo con tipo de roca IIIB, todos estos datos interceptan en un valor de ECS, estable con sostenimiento, determinando la necesidad de un sostenimiento necesario para la labor, por lo cual el sostenimiento tendría que ser de tipo activo, y considerando las dimensiones del tajeo 265, Nv.17, con una altura de tajo de 24 mts, y un ancho de 15 mts, no existe otro sostenimiento apropiado que no sea el cable bolting, el cual, al tener una resistencia a la ruptura de 26.5 tn. longitudes generosas de 15, 20 y hasta 25 mts, quedaría perfectamente adecuado para tal fin.

4.5 Análisis desde un punto de vista económico

- El sostenimiento con cable bolting, al tener buena resistencia, costo no tan elevado, y perfecto para la sujeción de techo y cajas, evita en gran manera la dilución en tajos de explotación, lo cual se ve reflejado claramente en la reducción de costos por extracción de material estéril producto del descajamiento, por lo cual la inversión del sostenimiento con cable bolting se ve reflejado claramente y compensado con una reducción de \$ 54,557.66.

4.6 Análisis desde un punto de vista de la seguridad

- Al reducir el descajamiento en el TJ 265, Nv.17, también se ve reflejado en la reducción de los incidentes y accidentes ocurridos en las

operaciones del tajo, puesto que, en comparación con un tajo de las mismas características, el nivel de gravedad en incidentes varia significativamente, puesto que el accidente de gravedad más alta sucedió en inmediaciones del TJ 265, en un nivel superior, riesgo propio de realizar la explotación por el método de sublevel stoping con taladros largos. Es así que con la implementación de los cables bolting en el tajo inferior se redujo a un índice de accidentabilidad de 0.01, significativo.

4.7 Cuadros comparativos de resultados

4.7.1 Características geomecánicas del TJ 265, Nv.17

Tabla 28

Características geomecánicas Tj 265, Nv.17

TIPO	Tipo de roca	Numero de estabilidad	Radio hidráulico.	Condición de estabilidad	RMR	Q	Sostenimiento recomendado
Techo	IIIA	0.63	5.05	ECS	58	1.5	CABLEBOLT
Techo	IIIB	0.22	4.38	ECS	58	1.5	CABLEBOLT
Caja techo	IIIA	5.60	7.5	ECS	58	1.5	CABLEBOLT
Caja techo	IIIB	1.94	5.74	ECS	58	1.5	CABLEBOLT

Fuente: Propia

4.7.2 Cuadro comparativo de los principales tipos de sostenimiento activo

Tabla 29

Características técnicas de diferentes tipos de sostenimiento activo.

Tipo de sostenimiento	Longitud máxima de presentación	Capacidad de resistencia	Resistencia a la ruptura
Perno helicoidal (36mm)	12 pies	2.8-3 Tn/pie	10.5 ton
Split set (24.6 mm)	12 pies	1-1.5 Tn/pie	11.-16.3 ton
Hydrabolt (29mm-41mm)	3.5 m	1 ton/pie	10 ton
Swellex (27mm)	12 mts (piezas conectables)	10.2-30.6 ton	12.23 ton
Cable bolting (5/8")	25 mts	24.2 ton/mt	28.5 ton

Fuente: Propia

4.7.3 Cuadro comparativo de dilución y costos entre el TJ 265 del Nv.16 y 17

Tabla 30

Comparativo de porcentaje de dilución y costo total de explotación del Tj 265 en ambos escenarios y la toma de decisión.

Labor	Tipo de sostenimiento	% de dilución	Costo total de operación	Decisión
TJ 265, Nv.16 (Cuerpo Casapalca)	Sin sostenimiento	14.6%	\$ 4,257,016.01	El sostenimiento con cable bolting redujo el porcentaje de dilución y los costos de operación
TJ 265, Nv.17 (Cuerpo Casapalca)	Sostenimiento con cable bolting	9.7%	\$ 4,202,458.35	

Fuente: Propia.

4.7.4 Cuadro comparativo de índices de seguridad

Tabla 31

Comparativo de índices de seguridad en ambos escenarios (Tj 265, Nv.16 y 17)

Labor	Tipo de sostenimiento	Índice de frecuencia	Índice de severidad	Índice de accidentabilidad	Decisión
TJ 265, Nv.16 (Cuerpo Casapalca)	Sin sostenimiento	4.61	9274.61	42.72	El sostenimiento con cable bolting redujo el número de incidentes y accidentes por lo tanto también los (IF, IS, IA)
TJ 265, Nv.17 (Cuerpo Casapalca)	Sostenimiento con cable bolting	1.54	7.68	0.01	

Fuente: Propia.

CONCLUSIONES

1. En compañía minera Alpayana, de acuerdo a la evaluación de las características geomecánicas, se pudo concluir que el macizo rocoso de las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, cuenta con un RMR de 58, con un dato de Q de Barton igual a 1.5, así como el número de estabilidad (N) y radio hidráulico (H), diferentes para el tipo de roca IIIA y IIIB en caja techo y techo, llegando a la conclusión de un resultado favorable para la aplicación de sostenimiento para el TJ 265, Nv.17. por ser del tipo ECS (Estable Con Sostenimiento), recomendado también por el software utilizado (Stopesoft).
2. Se determinó que el sostenimiento apropiado para estas características geomecánicas, resulta ser sin dudas el sostenimiento con cable bolting del tipo Bulbado, por tener una capacidad de soporte de 24.2 Tn/mt, capacidad de rotura de 28.5 ton, además por su longitud considerable de hasta 25 mts, suficientes para la sujeción de techo y caja techo, apropiadas para las dimensiones del TJ 265, Nv.17 (altura de 24 mts y ancho de 15 mts).
3. Con la aplicación del sostenimiento con cable bolting, realizando una comparativa con el TJ 265, Nv.16, tajo de similares condiciones geológicas y geomecánicas, se llegó a una reducción considerable de la dilución de 14.6% a 9.7%, al igual que en la reducción de los costos de operación, de un valor de: \$ 4,257,016.01 a \$ 4,202,458.35, teniéndose un ahorro de \$ 54,557.66 concluyendo que el sostenimiento con cable bolting reduce los costos de operación, así como la dilución evitando sobre roturas por descajamientos.

4. Con la aplicación del sostenimiento con cable bolting en el TJ 265, Nv.17, se redujo el número de incidentes y/o accidentes en comparación al tajo de similares condiciones, reduciendo así el índice de frecuencia, índice de severidad e índice de accidentabilidad de 42.72 a 0.01, siendo este un valor significativo en la gestión de seguridad.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda al área de operaciones mina continuar con la utilización de este tipo de sostenimiento (cable bolting) para labores de explotación aledañas, ya sean tajeos, así como en las infraestructuras permanentes en interior mina como casa winches, piques, etc., ya que, en informes anteriores, por falta del equipo inyector de lechada Putzmeister no se pudo realizar esta tarea de manera ascendente (taladros en positivo).
2. Al departamento de geomecánica se recomienda realizar la evaluación microsísmica en los tajos de explotación en la zona cuerpos, por el tamaño de aberturas realizadas, mediante la utilización de geófonos, Este monitoreo permitirá identificar y abordar de manera oportuna los riesgos por eventos microsísmicos.
3. Se recomienda al área operativa, realizar el relleno de tajeos explotados anteriormente, como en los niveles 11, 12A, 13 y 14, puesto que estas aberturas generan inestabilidad en la explotación de tajeos aledaños.
4. Se recomienda al área operativa realizar un estudio de perforación y voladura en tajeos de sublevel stoping, puesto que hasta el momento no se tiene un control efectivo en voladuras, siendo este otro principal problema por la generación de bancos de grandes proporciones (3-5 mts) teniéndose que utilizar las voladuras secundarias (cachorreos y plasteos) para eliminar estas condiciones y continuar con la operación.

BIBLIOGRAFIA

- Alpayana. (2022). *Alpayana*. Obtenido de www.alpayana.com
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. En Bieniawski, *Engineering Rock Mass Classifications*. Pennsylvania USA.
- Blanco Curi, J. K. (2018). *Caracterización geomecánica para el análisis de pernos hydrabolt en el sostenimiento de labores subterráneas Compañía Minera Casapalca*. Pasco.
- DCR Ingenieros. (2021). *Estudio geomecánico y control de sismicidad inducida por el minado en mina Alpayana*. Lima.
- Deere. (1964). *Rock Quality Designation*. En Deere.
- Empresa Minera Los Quenuales. (2013). *Pernos helicoidales*.
- Flores Vega, F. (s.f.). *Sostenimiento con pernos split set*. Obtenido de <http://es.slideshare.net/psicologo88/malla-de-perforacion-split-set>
- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (2005). *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. En E. Hoek, P. Kaiser, & W. Bawden, *Support of Underground Excavations in Hard Rock*.
- Mathews, K. H. (1980). *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock*. En Mathews, *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock*.
- Ministerio de energía y minas. (2016). *Reglamento de seguridad y salud en el trabajo D.S. 024 - 2016 , su modificatoria 023-2017 y su última modificación 034-2023*. Lima.

- Osinergmin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima.
- Osorio Aparco, R., & Tito Areche, A. F. (2021). *Optimización del sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el tajo 1964 nivel 4264 - Unidad Minera Pallancata - Hochschild Mining S.A. - Ayacucho*. Huancavelica.
- Pakalnis. (2015). Empirical design methods in practice'. En P. R., *Empirical design methods in practice'*.
- Sheorey, P. (1994). International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics. En Sheorey, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics*.
- Ucar Navarro, R. (2004). Manual de anclajes en ingeniería civil. En U. N. Roberto, *Manual de anclajes en ingeniería civil*.
- Vallejo, C. (2002). Aplicaciones del Índice G.S.I para el Mapeo Geomecánico y la definición del Sostenimiento de labores Mineras subterráneas. En Vallejo, *Aplicaciones del Índice G.S.I para el Mapeo Geomecánico y la definición del Sostenimiento de labores Mineras subterráneas*. Lima.
- VICOR Ingenieros. (2014). *Instalación de cable bolting*. Lima.


ANEXOS

ANEXO 1: Matriz de consistencia

Título: Mejoramiento de la estabilidad del macizo rocoso del TJ 265, nv.17, Zona Cuerpos, mediante el reforzamiento con cable bolting – U.M. Alpayana				
Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables	Metodología
General	General	General		
<ul style="list-style-type: none"> ¿Cuáles serán las características geomecánicas del TJ 265, Nv.17, para la mejora en la estabilidad del macizo rocoso? 	<ul style="list-style-type: none"> Determinar las características geomecánicas del TJ 265, Nv.17, para una evaluación en la mejora de la estabilidad del macizo rocoso. 	<ul style="list-style-type: none"> Las características geomecánicas son las adecuadas para el uso de la técnica de sostenimiento con cable bolting en el TJ 265, Nv.17. 	<p>Dependiente: <u>Reforzamiento con cable bolting</u></p> <p>Indicadores:</p> <ul style="list-style-type: none"> Evaluación geomecánica Secciones de instalación Dosificación de lechada Factor de seguridad <p>Independiente: <u>Mejoramiento en la estabilidad del macizo rocoso tj 265, nv.17</u></p> <p>Indicadores:</p> <ul style="list-style-type: none"> Porcentaje de dilución Volumen de mineral Ley de mineral Estadísticas de seguridad Costos del reforzamiento 	<p>Nivel: Explicativo.</p> <p>Tipo: Aplicada.</p> <p>Técnicas: <u>Trabajo en campo:</u></p> <p>Observación directa del proceso de trabajo, entrevista técnica a los colaboradores, así como a la supervisión responsable de la actividad, toma de datos de evaluación geomecánica del terreno.</p> <p><u>Trabajos en gabinete:</u></p> <p>Diseño de secciones de perforación para cable bolting, desarrollo informativo.</p> <p>Población: Compañía Minera Alpayana.</p> <p>Muestra: Labores de explotación del TJ 265, Nv.17, Zona Cuerpos, cuerpo Casapalca.</p>
Específicos	Específicos	Específicos		
<ul style="list-style-type: none"> ¿Cuál será el tipo de sostenimiento apropiado para la mejora en la estabilidad del macizo rocoso en labores de explotación del TJ 265, Nv.17, zona Cuerpos, C.M. Alpayana? ¿Cuál será el porcentaje de dilución de mineral y los costos de operación tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso del TJ 265, Nv.17? ¿Cuáles serán los índices de seguridad en las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso? 	<ul style="list-style-type: none"> Determinar el tipo de sostenimiento apropiado para la mejora en la estabilidad del macizo rocoso en labores de explotación del TJ 265, Nv.17, zona Cuerpos. Determinar el porcentaje de dilución de mineral y los costos de operación tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso del TJ 265, Nv.17. Determinar los índices de seguridad en las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, tras la mejora en la estabilidad del macizo rocoso. 	<ul style="list-style-type: none"> La aplicación de la técnica de cable bolting es apropiada para mejorar la estabilidad del macizo rocoso en las labores de explotación del TJ 265, Nv.17, Zona Cuerpos. La aplicación de la técnica de cable bolting en el reforzamiento del macizo rocoso reducirá el porcentaje de dilución, así como los costos de operación en la explotación del TJ 265, Nv.17, Zona Cuerpos. La aplicación de cable bolting reducirá los índices de seguridad en la explotación del TJ 265, Nv.17. 		

ANEXO 2: Procedimiento escrito de trabajo seguro para la instalacion de los cables

bolting

	PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING		EA AMERICANA
	Área: MINA	Versión: 09	
	Código: GMI-PET-MIN-108	Página: 1 de 2	

1. PERSONAL.

- 1.1. Maestro (1).
- 1.2. Ayudantes (2).

2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

- 2.1. Protector De Cabeza (Casco) Con Barbiquejo
- 2.2. Anteojos De Seguridad
- 2.3. Respirador Contra Polvo
- 2.4. Tapón Auricular
- 2.5. Guantes De Seguridad
- 2.6. Botas De Jefe Con Puntas De Acero
- 2.7. Mameluco Con Cintas Reflectivas
- 2.8. Arnés Y Línea De Anclaje
- 2.9. Correa Porta Lámpara
- 2.10. Careta Facial
- 2.11. Traje tipo tyveck

3. EQUIPO / HERRAMIENTAS / MATERIALES.

EQUIPOS	HERRAMIENTAS	MATERIALES
<ul style="list-style-type: none"> ➤ Equipo Manitou con canastilla. ➤ Bomba Putzmeiter 	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Combo de 4 y 6 libras. ➤ Barretillas de 6', 8', 10' y 12'pies. ➤ Tubo de polietileno HDPE de 3/4" ➤ Llave stilson de 14". ➤ Manguera de 1/2" con válvula. ➤ Alicata de presión. ➤ Destornillador. ➤ Arco sierra. ➤ Cizalla. ➤ Escobilla de acero ➤ Espátula ➤ Tortol ➤ Andamio 	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Cable Bolting bulbado de acero de 5/8" de diámetro con Placa de 1/4" x 20 x20 yCuña de 5/8" ➤ Cuñas de madera. ➤ cinta aislante. ➤ Cemento Tipo I. ➤ Waipes y trapo industrial. ➤ Alambre de 16' y 8' ➤ Baldes. ➤ Lava ojos ➤ Trípode de 1 metro ➤ Plataforma

4. PROCEDIMIENTO.

- 4.1. **Recibir orden de trabajo:** recibir la orden de trabajo por escrito y firmado por el supervisor de turno.
- 4.2. **Inspección del área de trabajo:** Realizar la inspección del área de trabajo aplicando el check list de labor. Identificar los peligros, evaluar los riesgos y aplicar los controles usando el IPERC continuo. Verificar el desnivel del piso e iluminación respectiva.
- 4.3. **Verificar los taladros perforados:** Según diseño y recomendación geomecánica.
- 4.4. **Realizar la instalación de agua y energía eléctrica:** evitando que el cable eléctrico se encuentre sobre superficie húmeda o en el piso. (Verificar la estandarización).
- 4.5. **Preparar el cable bolting a instalar:** Trasladar los materiales a la zona de trabajo para instalar cable bolting, preparar el cable bolting con tubería de polietileno y cinta aislante de acuerdo con diseño. Si no se cuenta con una altura suficiente para poder introducir el

Este documento es una copia no controlada. Es responsabilidad del usuario asegurarse que corresponde a la versión vigente en la base de datos del SIG.



**PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO
SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING**

**EA
AMERICANA**

Área: MINA

Versión: 09

Código: GMI-PET-MIN-108

Página: 2 de 2

cable se debe contar con un equipo elevador (Manitou) para introducir dicho cable en el taladro perforado, cuidadosamente. Dejar 20 cm de cable liso no bulbado para instalación de placa, cuña y realizar prueba de arranque.

- 4.6. **Instalación del cable bolting:** Instalado el cable en el taladro, taconear y/o sellar dicho taladro con cuña de madera, y papel. Instalar la bomba inyectora debidamente inspeccionado según FOR-MIN-029 Check List de Bomba putzmeister, realizar prueba en vacío.


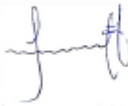


Con el apoyo del equipo Manitou, el Maestro y Ayudantes, procede a realizar los acoples ala tubería de polietileno con la manguera de alta presión sujetados con abrazaderas, para la Inyección de la pasta de cemento al taladro cableado; para ello se requiere comunicación y coordinación efectiva hasta llenar toda la columna del taladro, una vez llenada la columna, avisar y parar el bombeo de lechada de cemento. Una vez llenada la columna de la tubería de desfogue se procede al doblado y asegurado con alambre de amarre del mismo modo la tubería de polietileno de inyección de cemento.

Se debe tener en cuenta que la dosificación de la mezcla es de 15 litros de agua / 42.5 Kg. (01 bolsa de cemento), y que obtenga una masa pastosa con un agitado constante a línea de agua de 10 bares.

- 4.7. **Cortado de las tuberías colgadas:** Una vez instalado el Cable Bolting y haber fraguado como mínimo 12 horas, se procede a realizar el cortado de las tuberías colgadas fuera del taladro listo para ser enchapado con placa y cuña del cable bolting.
- 4.8. **Enchapado del cable Bolting:** Para iniciar con el enchapado del cable Bolting como mínimo debe haber fraguado 12 horas. Se debe inspeccionar el equipo tensador de acuerdo con el Check List de pre-uso; con el apoyo del Manitou proceder al enchapado del Cable Bolting, de acuerdo a diseño y normas técnicas.
- 4.9. **Orden y limpieza:** A final de guardia realizar orden y limpieza.

5. RESTRICCIONES.

- 5.1. Prohibido realizar trabajos si no cuenta con orden de trabajo.
- 5.2. Prohibido realizar el trabajo si no hay iluminación.
- 5.3. Prohibido realizar el trabajo si hubiera falta de equipos, energía eléctrica y agua.
- 5.4. Prohibido realizar el trabajo si hay falla de algún equipo.
- 5.5. Prohibido realizar el trabajo si hay falta de materiales.
- 5.6. Prohibido realizar el trabajo cuando el equipo para inyectar este en mal estado.
- 5.7. Prohibido realizar trabajos si no se cuenta con personal capacitado y con autorización.
- 5.8. Prohibido el ingreso a labores bloqueadas, abandonadas y/o taponeadas.

Actualizar por:	Revisado por:	Revisado por:	Aprobado por:
			
Deyvi Zapata Masías Supervisor de Área	Leonardo Surco Jefe de Servicios	Willan Rivera Huaman (e) Superintendente de Seguridad	Julio Moreno Yupanqui Superintendente de Mina
Fecha: 18/03/2024	Fecha: 19/03/2024	Fecha: 20/03/2024	Fecha: 21/03/2024

Este documento es una copia no controlada. Es responsabilidad del usuario asegurarse que corresponde a la versión vigente en la base de datos del SIG.

ANEXO 3: Q de Barton

1.	Calidad del testigo RQD (Rock Quality Designation)	RQD%
A	Calidad muy mala	0-25
B	Calidad mala	25-50
C	Calidad media	50-75
D	Calidad buena	75-90
E	Calidad excelente	90-100

2	Índice de diaclasado	Jn
A	Roca masiva sin diaclasas o con fisuración escasa	0,5-1
B	Una familia de diaclasamiento	2
C	Una familia y algunas diaclasas aleatorias	3
D	Dos familias de diaclasas	4
E	Dos familias de diaclasas y algunas aleatorias	6
F	Tres familias de diaclasas	9
G	Tres familias y algunas diaclasas aleatorias	12
H	Cuatro o más familias, diaclasas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones	15
I	Roca triturada terrosa	20

3	Índice de rugosidad de las discontinuidades	Jr
a	Contacto entre las caras de la discontinuidad	
b	Contacto entre las dos caras de la discontinuidad ante desplazamiento cortante inferior a 10cm	
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Diaclasas onduladas rugosas o irregulares	3
C	Diaclasas onduladas lisas	2
D	Diaclasas onduladas perfectamente lisas	1,5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares	1,5
F	Diaclasas planas, lisas	1
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas	0,5

4	Índice de alteración de las discontinuidades	Jr	Ja
a	Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedio)		
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimiento, impermeable, cuarzoso		0,8
B	Planos de discontinuidad intersticiales, superficies ligeramente manchadas	25-35	1
C	Planos de discontinuidad ligeramente reblandecidos, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla	25-30	2
D	Recubrimiento de arcillas limosas o arenosas. Fracción pequeña de arcilla no blanda	20-25	3
E	Recubrimiento de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas	8-16	4
t	Contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10cm (minerales de relleno en pequeños espesores)		
F	Partículas arenosas roca desintegrada libre de arcillas, etc	25-30	4
G	Fuertemente sobreconsolidadas con rellenos de minerales arcillosos no blandos (continuos, pero de espesores inferiores a 5mm)	10-24	6
H	Sobreconsolidación media a baja, con reblandecimiento, rellenos de minerales arcillosos (continuos, pero con espesores inferiores a 5mm)	12-16	8
J	Rellenos de arcillas expansivas, es decir montmorillonita (continuos pero con espesores inferiores a 5mm). El valor de Ja depende del porcentaje de partículas con tamaños similares de las arcillas expansivas	6-12	8-12
c	No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (rellenos de minerales de gran espesor)		
K	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver clases G, H y J para la descripción de las condiciones de las arcillas)	6-24	5, 8 o 12
L	Zonas o bandas de arcilla limosas o arenosas, con pequeñas fracciones de arcilla no reblandecibles	-	5
N	Zonas o bandas continuas de arcilla, de espesor grueso (ver clase G, H y J, para la descripción de las condiciones de arcilla)	6-24	10, 13 o 15
O			13
P			13
R			20

5	Factor de reducción por la presencia de agua	Presión Kg/cm ²	Jw
A	Excavaciones secas o pequeñas afluencias de agua inferiores a 5l/m, de forma localizada	<1	1
B	Afluencia o presiones medias con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades	1-1,5	0,7
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin rellenos	2,5-10	0,5
D	Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de las diaclasas	2,5-10	0,33
E	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar voladuras, decreciendo con el tiempo	>10	0,2-0,1
F	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable	>10	0,1-0,05

6	Condiciones tensionales de la roca (Stress Reduction Factor)	SRF
a	Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando	
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta (cualquier profundidad)	10
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación ≤ 50m)	5
C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación > 50m)	2,5
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libres de arcillas) roca de conformo suelta (a cualquier profundidad)	7,5
E	Zonas de fracturas aisladas en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación ≤ 50m)	5
F	Zonas de fracturas aisladas en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación > 50m)	2,5
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado en terrones, etc. (a cualquier profundidad)	5

7	Presión de deformación suave	Presión de deformación intensa
O	1 - 5	5 - 10
P	> 5	10 - 20

8	Presión de expansión suave	Presión de expansión intensa
R	5 - 10	10 - 15
S	10 - 15	15 - 20

$$Q = \frac{RQD \cdot J_r \cdot J_w}{J_n \cdot J_a \cdot SRF}$$

ÍNDICE DE CALIDAD DE EXCAVACIÓN DE TÚNELES Q
(Según Barton et al, 1974)

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	
A. Muy mala	0-25	1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95, 90, etc. son lo suficientemente exactos.
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	J_n	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0	
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	1. Para intersecciones emplear (3.0 x J _n)
G. Tres familias de juntas + una aislada	12	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)	15 20	2. En los portales emplear (2.0 x J _n)
J. Roca triturada terrosa		
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS	Valor (J_r)	Notas
<i>a) Contacto con las paredes</i>		
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
A. Juntas sin continuidad	4	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3	
C. Lisas, ondulantes	2	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m.
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	2. J _r =0.5 puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que éstas estén orientadas para la resistencia mínima.
G. Pulidas, planares	0.5	
<i>c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm</i>		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.		
J. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0 1.0	

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	J_a	Ø_r grados aprox.
<i>a) Contacto con las paredes de roca</i>		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación.	1.0	(25° - 35°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	4.0	(8° -16°)
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
J. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor J _a depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0 – 12.0	(6° - 12°)
<i>c) Sin contacto de las paredes después del corte</i>		
K. Zonas de desintegración o trituración		
L. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	6.0 8.0	
M. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0 - 12.0	
N. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6°-24°)
O. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla		
P. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	10.0 – 13.0 6.0 – 24.0	

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS	J_w	Presión Aprox. del Agua (Kgf/cm²)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0 - 2.5
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5 – 10.0
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5 – 10.0 >10
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 – 0.1	
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento.	0.1 – 0.05	>10

1. Los factores C hasta F son estimaciones imprecisas. Aumentar J_w, si se instala drenaje

2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.

6 FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS		SRF	
a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación, que puede causar el relajamiento o desprendimiento del macizo rocoso			
A	Múltiples ocurrencias de zonas de debilidad dentro de un tramo corto que contiene arcilla o roca circundante químicamente desintegrada, muy relajada/suelta (a cualquier profundidad), o tramos largos dentro de roca incompetente o débil (a cualquier profundidad). Para condiciones plásticas, ver ítems del 6L al 6M.	10	
B	Múltiples zonas de corte/cizalla dentro de un tramo cortó en roca competente libre de arcilla con roca circundante relajada/suelta (a cualquier profundidad).	7.5	
C	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad ≤ 50 m)	5	
D	Discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o "cubo de azúcar", etc. (a cualquier profundidad).	5	
E	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad > 50 m)	2.5	
Notas			
i. Reducir estos valores de SRF en un 25-50% si las zonas de debilidad solo influyen, pero no intersectan la excavación subterránea.			
b) Roca masiva principalmente competente, problemas de esfuerzos		σ_c / σ_1	σ_θ / σ_c
F	Esfuerzos bajos, cercano a la superficie, discontinuidades abiertas.	> 200	< 0.01
G	Esfuerzos medios, condición de esfuerzo favorable.	$200 - 10$	$0.01 - 0.3$
H	Esfuerzos altos, estructura muy compacta. Usualmente favorable para la estabilidad. También puede ser desfavorable para la estabilidad, dependiendo de la orientación de los esfuerzos en comparación con los planos de juntas/debilidad*.	$10 - 5$	$0.3 - 0.4$
J	Desprendimiento y/o ensanche moderado de la sección de una labor después de > 1 hora en roca masiva.	$5 - 3$	$0.5 - 0.65$
K	Ensanche de la sección de una labor o estallido de roca después de unos pocos minutos en roca masiva.	$3 - 2$	$0.65 - 1$
L	Intenso estallido de roca y deformación dinámica inmediata en roca masiva.	< 2	> 1

Notas			
ii. Para un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c a $0.75\sigma_c$, cuando $\sigma_1 / \sigma_3 \geq 10$, reducir σ_c a $0.5\sigma_c$, cuando $\sigma_c =$ resistencia a la compresión confinada, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente, y $\sigma_\theta =$ esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de elasticidad).			
iii. Cuando la profundidad de la corona/techo debajo de superficie es menor que el ancho de la excavación; se sugiere incrementar el valor de SRF de 2.5 a 5 para tales casos (ver ítem 6F).			
c) Roca plástica: Deformación plástica en roca no competente bajo la influencia de altas presiones		σ_θ / σ_c	SRF
M	Presión leve de roca plástica	$1 - 5$	$5 - 10$
N	Presión intensa de roca plástica	> 5	$10 - 20$
Notas			
iv. Las determinaciones de las condiciones de roca plástica deben ser realizadas de acuerdo con la literatura pertinente (por ejemplo, Singh et al., 1992 y Bhasin y Grimstad, 1996)			
d) Roca expansiva: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua			SRF
O	Presión leve de roca expansiva	$5 - 10$	
P	Presión intensa de roca expansiva	$10 - 15$	

Rocas competentes, problemas de Tensiones	σ_c / σ_1	σ_t / σ_1
A. Tensión baja, cerca de la superficie	> 200	> 13
B. Tensión media	$200 - 10$	$13 - 0.66$
C. Tensiones elevadas, estructuras muy cerradas, generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes	$10 - 5$	$0.66 - 0.33$
D. Estallido de roca moderado (roca masiva)	$5 - 2.5$	$0.33 - 0.16$
E. Estallido de roca intenso (roca masiva)	< 2.5	< 0.16

Fuente: Guía de criterios geomecánicos

ANEXO 4: Rock Mass Rating (1989)

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS								
MAPEADO POR:						FECHA:		
REVISADO POR:						N° FOTO:		
LITOLOGÍA:						ESTACIÓN GEOMECÁNICA N°		
COORDENADAS WGS84: X:		Y:	Z:	O PROGRESIVA:				
CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI, 1989)								
1	RESISTENCIA ROCA INTACTA	PICOTA	R6	R5	R4	R3	R2	R1
		Is(50)	>10 Mpa	4-10	2-4	1-2	Se prefiere UCS	
	UCS	>250MPa (15)	100-250 MPa (12)	50-100MPa (7)	25-50 (4)	5-25 (2)	1-5 (1)	
VALORACIÓN								
2	RQD	90-100% (20)	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	<25% (3)		
	VALORACIÓN							
3	ESPACIAMIENTO	> 2 m (20)	0.6 - 2 m (15)	200 - 600 mm (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)		
	VALORACIÓN							
4	CONDICIÓN DE LAS JUNTAS	Superficies muy rugosas Discontinuas, no hay separación de, paredes intactas (30)	Superficies ligeramente rugosas, separación<1mm, paredes lig. Meteorizadas (25)	Superficies ligeramente rugosas, separación<1mm, paredes altamente Meteorizadas (20)	Superficies pulidas o relleno de falla <5 mm de espesor, o separación 1-5mm continuas (10)	Relleno de falla suave >5mm de espesor o separación > 5mm continuas (0)		
		VALORACIÓN						
5	AGUA SUBTERRÁNEA	Totalmente seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteando (4)	Fluyendo (0)		
	VALORACIÓN							
RMR=								
CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)								
<p>Pequeña Escala:</p> <p>Espejo de falla</p> <p>Susos Liso JRC<10</p> <p>Rugoso JRC>10</p> <p>Relleno Salserete Entre Paredes No hay Contacto</p>	<p>Grán Escala:</p> <p>Planar</p> <p>Ondulante</p> <p>Discontinua</p>	<p>Jr de la familia más crítica</p>	DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)				Ja	
	Fuertemente ajustadas					0.75		
	Superficies solo manchadas					1		
	Superficie puede ser rayada con una navaja					1.01-1.5		
	Paredes de diaclasas levemente alteradas, escaso recubrimiento mineral					2.01-3.0		
	Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso					2		
	Recubrimiento de baja fricción (clorita, mica, talco, arcilla) <1mm de espesor					3-6		
	Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso					4		
	Salbanda delgada, baja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor					6-10		
	Salbanda gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor					10-20		
Jm					RQD			
Familias		Valoración	+ Aleatoria Valoración		Jn			
Intacta		0.5	1		Jr			
1 Set		2	3		Ja			
2Set		4	6		Jw			
3Set		9	12		SRF			
>4Set		15	20		Q=			


Fuente: Bienawski, 1989

ANEXO 5: Calculo del RMR por parte de DCR ingenieros.

DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles		MAPEO GEOMECÁNICO EN LABORES SUBTERRANEAS						Alpayana							
PROYECTO:		ESTUDIO GEOMECÁNICO INTEGRAL Y CONTROL DE LA SISMICIDAD POR EL MINADO EN MINA CASAPALCA						REALIZADO: 28/01/2020							
Nº ESTACION: E-045		ORIENTACION DE LA CARA: DIR. BUZAMIENTO 266° BUZAMIENTO 78°		TRAMO: DESDE 0 HASTA 12		UBICACION: Gal270 NIVEL: 17		COORDENADA: E: 366241.93 N: 8710892.88 Cota: 3534.5 - (UTM PSAD56) - (18L)		HOJA: 45 de 151					
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
A				%		PARAMETRO		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)							
Are				100		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)		VALORA							
TIPO				ORIENTACION		RELENO		CONDICION DE JUNTAS		AGUA SUBTERRANEA					
ESTRUC.				DIRECCION BUZ.		ESPACIAMIENTO		PERSISTENCIA		DESCRIPCION					
D				358° 86°		3		Cerrada (8) X		I Muy Buena					
D				345° 87°		3		Muy rugosa (5) X		II Buena					
D				359° 89°		3.4		Limpia (6) X		III Regular A					
D				268° 77°		4		Dana (8) X		IV Mala A					
D				275° 78°		4		Humedo (10) X		V Muy Mala					
D				257° 66°		4.5									
D				278° 73°		4									
D				330° 75°		4									
D				338° 68°		3.4									
D				332° 69°		4									
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 57															
CLASE DE MACIZO ROCOSO															
RMR 100 - 81 80 - 61 60 - 51 50 - 41 40 - 31 30 - 21 20 - 0 III A															
DESCRIPCION I Muy Buena II Buena III Regular A IIIB Regular B IVA Mala A IVB Mala B V Muy Mala															
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS				ABREVIACION DE TIPO DE ROCA				RL (NUMERO DE REBOTE)							
D Diaclasa Vt Vetilla				Are Arenisca				J RQD J RQD							
F Falla Ct Contacto				And Andesita				5 91 15 55							
ABREVIACION DE TIPO DE RELENO				E-045				6 88 18 52							
Cie Calcita Py Pirita								7 84 17 48							
Cb Carbonatos Arc Arcilla								8 81 18 44							
Qz Cuarzo Ox Oxidos								9 77 19 40							
ABREVIACION ESPACIAMEN.								RANGO UCS (MPa)				10 74 20 37			
1 > 2 m								R1 1 - 5				11 70 21 33			
2 0.6 - 2 m				R2 5 - 25				12 66 22 29							
3 0.2 - 0.6 m				R3 25 - 50				13 63 23 26							
4 0.06 - 0.2 m				R4 50 - 100				14 59 24 22							
5 < 0.06 m				R5 100 - 250											
				R6 > 250											

Fuente: DCR Ingenieros

ANEXO 6: Estandar para la instalacion de cables bolting

	ESTANDAR: INSTALACION DE CABLE BOLTING		UEA AMERICANA
	Código: E2A-Reg.04-ESST 018	Versión: 002	
	Fecha de Elaboración: 20/05/2018	Página 1 de 3	

1. OBJETIVO

1.1. Asegurar que el elemento de sostenimiento "Cable Bolting" cumpla con el refuerzo de la estabilidad del macizo rocoso de las excavaciones.

2. ALCANCE

2.1. Aplica a todas las labores mineras donde las condiciones geomecánicas requiere sostenimiento con Cable Bolting.

2.2. Operador y ayudante; Supervisores de 1ra. Línea, Supervisores de Geomecánica; Supervisor de seguridad de E.C.M. y CIA; Jefes de Guardia, Supervisores de operación y CIA; Jefes de Zona de E.C.M. y CIA.

3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS

3.1. DS-024-2016-EM. y su modificatoria D.S.023-2017-EM Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.

4. ESPECIFICACIONES DEL ESTANDAR





4.1. La perforación para colocar el sostenimiento con Cable Bolting, se realizará con equipo de taladros largos.

4.2. **CAMPO DE APLICACION:** Para la elección de este tipo de sostenimiento se tiene que hacer el mapeo geomecánico geo estructural con la tabla GSI, identificando el tipo de roca y el rumbo de las familias de discontinuidades y fallas de mayor predominancia.
Tipo de labores: Permanentes
 Características del macizo rocoso:

- GSI: F/R – M F/ M;
- Q: 0.36 – 5.92
- RMR: 35 – 60

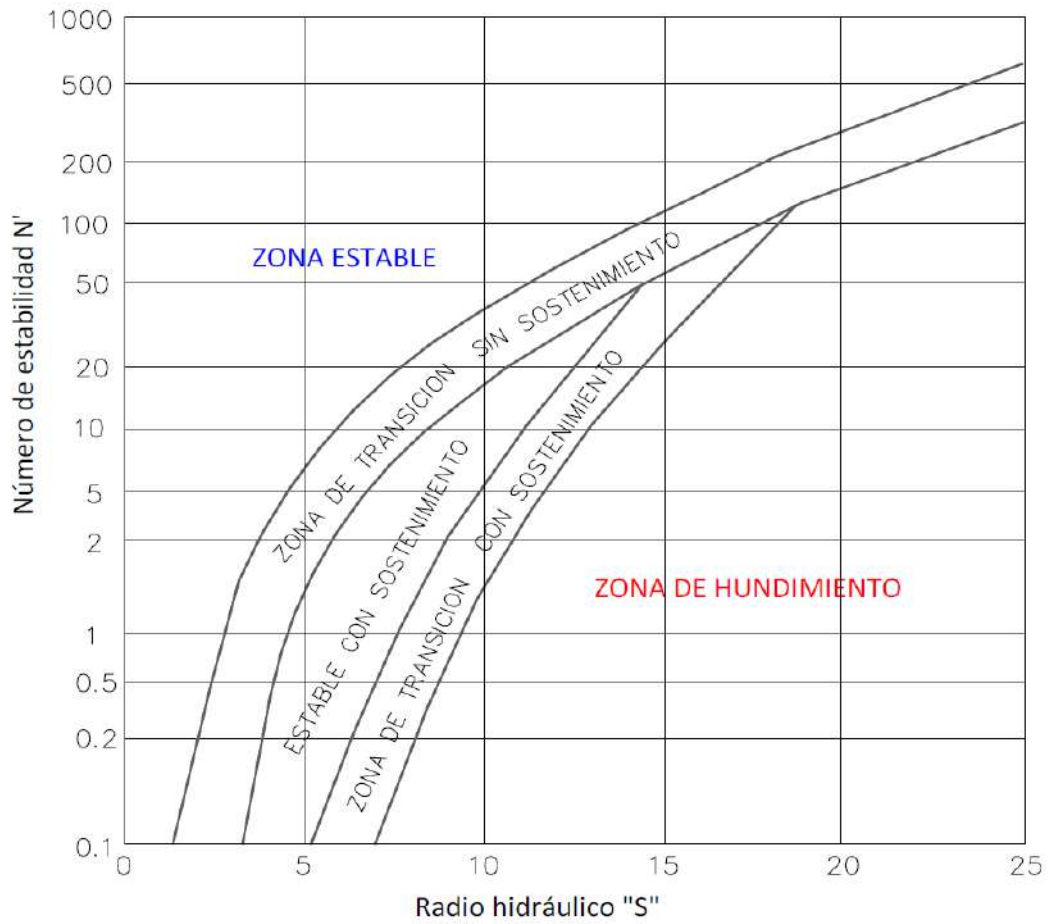
4.3. **DE LAS ESPECIFICACIONES DEL PERNO:**
 Cable pretensado, tipo "Jaula de pajarito" o ~~Bulbado~~
 Longitud : 4 - 20 m.
 Diámetro cable: 5/8" x 7 hilos

4.4. **DE LA PLACA DE SUJECION:** De sección cuadrada, las medidas son de 0.2 mx0.2 m y 5mm de espesor, una tuerca con cabeza esférica que permitirá su sujeción al perno.

ELABORADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
			
SUPERVISOR DEL AREA	SUPERINTENDENTE DEL AREA	GERENTE DE SEGURIDAD	GERENTE DE OPERACIONES
FECHA: 20/05/2018	FECHA: 21/05/2018	FECHA: 22/05/2018	FECHA: 23/05/2018

Fuente: Departamento de seguridad, Alpayana

ANEXO 7: Gráfico de estabilidad, según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).



Fuente: (Mathews, 1980)

ANEXO 8: Dimensionamiento en techo y caja techo de tajeos (STOPESOFT)

DIMENSIONAMIENTO EN EL TECHO DE TAJEOS (Zona de Cuerpos)												
Análisis en techo de tajeos (mineral) – DE-III A												
Altura tajeo	Ancho = 10 m			Ancho = 15 m			Ancho = 20 m			Ancho = 30 m		
Q'	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611
Factor A	0.213	0.1	0.1	0.267	0.143	0.1	0.291	0.167	0.123	0.291	0.2	0.15
Factor B	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873
Factor C	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
N'	1.34	0.63	0.63	1.68	0.90	0.63	1.83	1.05	0.78	1.83	1.26	0.95
S	2.73	3.75	4.23	2.81	4.19	5.05	2.86	4.44	5.24	3.16	4.53	5.63
Long. (m)	12	30	55	9	19	31	8	16	22	8	13	18
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS
Análisis en techo de tajeos (mineral) – DE-III B												
Altura tajeo	Ancho = 10 m			Ancho = 15 m			Ancho = 20 m			Ancho = 30 m		
Q'	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25
Factor A	0.225	0.1	0.1	0.26	0.111	0.1	0.26	0.132	0.1	0.26	0.16	0.111
Factor B	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873	0.873
Factor C	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
N'	0.49	0.22	0.22	0.57	0.24	0.22	0.57	0.29	0.22	0.57	0.35	0.24
S	1.88	3.33	3.89	1.88	3.48	4.38	2	3.55	4.44	2.14	3.46	4.53
Long. (m)	6	20	35	5	13	21	5	11	16	5	9	13
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

DIMENSIONAMIENTO TAJEOS EN CAJA TECHO DE TAJEOS – (Zona de Cuerpos)

Análisis en caja techo de tajeos (Arenisca) – DE-IIIA

Altura tajeo	Altura = 17 m			Altura = 22 m			Altura = 24 m			Altura = 28 m			Altura = 34 m		
Q'	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611	3.611
Factor A	1	1	1	1	0.988	1	1	0.836	1	1	1	0.836	1	1	1
Factor B	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261
Factor C	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948
N'	5.61	5.61	5.61	5.61	5.54	5.61	5.61	4.69	5.61	5.61	5.61	4.69	5.61	5.61	5.61
S	4.7	5.72	6.49	4.79	6.68	7.22	4.8	6.67	7.5	4.88	6.74	7.68	4.96	6.86	7.68
Long. (m)	21	35	55	17	34	42	16	30	40	15	26	34	14	23	28
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis en caja techo de tajeos (Arenisca) – DE-IIIB

Altura tajeo	Altura = 17 m			Altura = 22 m			Altura = 24 m			Altura = 28 m			Altura = 34 m		
Q'	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25
Factor A	0.945	1	1	0.765	1	1	0.718	1	1	0.693	0.867	1	0.653	0.758	0.867
Factor B	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261	0.261
Factor C	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948	5.948
N'	1.83	1.94	1.94	1.48	1.94	1.94	1.39	1.94	1.94	1.34	1.68	1.94	1.27	1.47	1.68
S	3.15	4.79	5.55	2.93	4.79	5.85	2.71	4.8	5.74	2.8	4.67	5.66	2.55	4.43	5.67
Long. (m)	10	22	32	8	17	25	7	16	22	7	14	19	6	12	17
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

SOSTENIMIENTO EN EL TECHO DE TAJEOS (ZONA CUERPOS)									
Dominio calidad		DE-III A				DE-III B			
Ancho de tajeo (m)	10 m	15 m	20 m	30 m	10 m	15 m	20 m	30 m	
Longitud de tajeo (m)	30-55	19-31	16-22	13-18	20-35	13-21	11.- 16	9.-13	
Densid cable (cable/m2)	3.21-6.40	3.00-5.78	2.96-5.52	2.90-5.44	2.90-5.22	2.81-5.08	2.80-5.02	2.79-5.10	
Esp. Cable techo (m)	1.8-2.5	1.7-2.4	1.7-2.3	1.7-2.3	1.7-2.3	1.7-2.3	1.7-2.2	1.7-2.3	
Long. Cable techo (m)	7.2-7.6	8.7-9.4	10.0-10.7	12.4-13.3	7.3-7.8	8.8-9.6	10.3-11.0	12.9-13.9	
SOSTENIMIENTO EN LA CAJA TECHO DE TAJEOS (ZONA CUERPOS)									
Altura de tajeo (m)	17 m	22m	24 m	28 m	34 m	36 m	42 m	44 m	48 m
Dominio calidad					DE-II				
Longitud de tajeo (m)	100-130	70-85	60-80	55-70	43-55	41-55	35-45	34-42	31-38
Densid cable (cable/m2)	2.93-4.95	2.81-4.61	2.77-4.56	2.72-4.41	2.73-4.37	2.72-4.36	2.73-4.36	2.73-4.36	2.73-4.39
Esp. Cable c. techo (m)	1.7-2.2	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1
Long. Cable c. techo (m)	10.9-11.1	12.7-13.1	13.3-13.8	14.6-15.2	15.8-16.2	16.2-16.6	17.3-17.6	17.6-17.9	18.2-18.7
Dominio calidad					DE-III A				
Longitud de tajeo (m)	35-55	34-42	30-40	26-34	23-28	22-26	20-24	19-23	18-22
Densid cable (cable/m2)	2.79-4.73	2.72-4.42	2.73-4.42	2.73-4.40	2.73-4.37	2.73-4.38	2.72-4.39	2.73-4.43	2.74-4.45
Esp. Cable c. techo (m)	1.7-2.2	1.6-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.6-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1
Long. Cable c. techo (m)	10.4-11.1	12.4-12.9	12.8-13.3	13.8-14.1	15.3-15.5	15.7-16.0	17.0-17.4	17.3-17.7	18.1-18.6
Dominio calidad					DE-III B				
Longitud de tajeo (m)	22-32	17-25	16-22	14-19	12.-17	12.-16	11.-15	11.-15	11.-15

Densid cable (cable/m2)	2.73-4.36	2.73-4.36	2.73-4.36	2.74-4.40	2.73-4.49	2.75-4.47	2.73-4.53	2.76-4.51	2.75-4.48
Esp. Cable c. techo (m)	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1	1.7-2.1
Long. Cable c. techo (m)	10.5-10.6	11.9-12.0	12.4-12.6	13.4-13.6	14.9-15.3	15.5-15.7	17.0-17.5	17.6-17.9	18.8-19.0

Fuente: Software Stopesoft (DCR Ingenieros)

ANEXO 9: Parámetros mecánicos de la masa rocosa

Litología	GSI (adim.)	P (g/cm ³)	σ_{ci} (Mpa)	m_i (adim.)	MR (adim.)	m_b (adim.)	s (adim.)	a (adim.)	σ_{mr} (MPa)	Emr (Gpa)	v_{mr} (adim.)
ARE - EPI	65	2.7	148	24.24	300	3.018	0.005	0.502	10.33	14.1	0.29
ARE - SIL	65	2.7	140	24.24	300	3.018	0.005	0.502	9.773	16.5	0.29
MIN - DIS	65	2.7	100	17.32	180	2.157	0.005	0.502	6.981	8.6	0.29

Fuente: DCR Ingenieros.

Nota: Litología (ARE-EPI: arenisca epidotizada, ARE-SIL: arenisca silicificada, AND: andesita, CAR: carbonato, MIN-MAS: mineral masivo, MIN-DIS: mineral diseminado).

ANEXO 10: Resultados de simulacion en el software STOPESOFT

Zona Cuerpos - Tajeos de 15 m de ancho – Dominio DE-III A

Direct Factor Input

File

Input

RQD : Workplace :
 Depth :
 UCS : Critical Joint Dip* :
 Joint Set Number : Critical Joint Dip Direction* :
 Joint Roughness : Excavation Dip* :
 Joint Alteration : Excavation Dip Direction* :
 Failure Mechanism : * degrees

Sizing

Surface Back H/W or F/W Wall (primary)* Wall (secondary)*

Stope Dimensions (m)
 Stope Width :
 Stope Height :
 Stope Strike Length :
 Pillar Strike Length :
 * WALL = END, in longitudinal case

Factors
 Q' : A : B : C :

Longitudinal Stope

Information | Stability Graph | Bolt Density | Bolt Length

Input

Work Place - MINERAL_Cuerpos_Roca IIIA_Techo
 Stope Type - longitudinal
 Surface - back
 Depth (m) - 1200.0
 UCS (MPa) - 110.0
 RQD - 65.00
 Joint Set Number - 12.00
 Joint Roughness - 2.00
 Joint Alteration - 3.00

Stope Dimensions (m) : Width (W) - 15.00
 Height (H) - 25.00
 Strike Length (Lo) - 19.00
 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00
 Excavation : Dip Angle (Deg) - 0.00
 Dip Direction (Deg) - 0.00
 Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 71.00
 Dip Direction (Deg) - 274.00
 Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 0.90 A Factor - 0.143 B Factor - 0.873
 Rock Mass Quality, Q' - 3.61 C Factor - 2.000

Shape Factor (m) - 4.19

Cable Density Lower Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 5.78
 Upper Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 3.22

Cable Length Upper Bound - cables effective
 (m) - 8.6

Zona Cuerpos - Tajeos de 15 m de ancho – Dominio DE-III B

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 45 Workplace :
 Depth : 1200 MINERAL_Cuerpos_Roca III B_Techo
 UCS : 80 Critical Joint Dip* : 71
 Joint Set Number : 12 Critical Joint Dip Direction* : 274
 Joint Roughness : 1 Excavation Dip* : 0
 Joint Alteration : 3 Excavation Dip Direction* : 0
 Failure Mechanism : gravity fall * degrees

Sizing

Surface Slope Dimensions (m)

Back Slope Width : 15
 H/W or F/W Slope Height : 25
 Wall (primary)* Slope Strike Length : 13
 Wall (secondary) Pillar Strike Length : 1000
 * WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : 1.250 A : 0.111 B : 0.873 C : 2.000 Update

Backward Forward

Longitudinal Slope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - MINERAL_Cuerpos_Roca III B_Techo
 Slope Type - longitudinal Slope Dimensions (m) : Width (W) - 15.00
 Surface - back Height (H) - 25.00
 Depth (m) - 1200.0 Strike Length (Lo) - 13.00
 UCS (MPa) - 80.0 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00
 RQD - 45.00 Excavation : Dip Angle (Deg) - 0.00
 Joint Set Number - 12.00 Dip Direction (Deg) - 0.00
 Joint Roughness - 1.00 Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 71.00
 Joint Alteration - 3.00 Dip Direction (Deg) - 274.00
 Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 0.24 A Factor - 0.111 B Factor - 0.873
 Rock Mass Quality, Q' - 1.25 C Factor - 2.000

Shape Factor (m) - 3.48 Primary Stopes Secondary Stopes

Cable Density Lower Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 5.08
 Upper Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 3.00

Cable Length Upper Bound - cables effective
 (m) - 7.4

Print Backward Forward

Zona de Cuerpos: tajeos de 24 m de altura – Dominio DE-III A

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 65 Workplace : MINERAL_Cuerpos_Roca IIIA
 Depth : 1200
 UCS : 110 Critical Joint Dip* : 71
 Joint Set Number : 12 Critical Joint Dip Direction* : 274
 Joint Roughness : 2 Excavation Dip* : 70
 Joint Alteration : 3 Excavation Dip Direction* : 270
 Failure Mechanism : gravity fall * degrees

Sizing

Surface Slope Dimensions (m)

Back Slope Width : 15
 H/W or F/W Slope Height : 24
 Wall (primary)* Slope Strike Length : 30
 Wall (secondary) Pillar Strike Length : 1000
 *WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : 3.611 A : 1.000 B : 0.261 C : 5.948 Update

Backward Forward

Longitudinal Slope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - MINERAL_Cuerpos_Roca IIIA
 Stope Type - longitudinal
 Surface - H/W or F/W
 Depth (m) - 1200.0
 UCS (MPa) - 110.0
 RQD - 65.00
 Joint Set Number - 12.00
 Joint Roughness - 2.00
 Joint Alteration - 3.00
 Stope Dimensions (m) : Width (W) - 15.00
 Height (H) - 24.00
 Strike Length (Lo) - 30.00
 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00
 Excavation : Dip Angle (Deg) - 70.00
 Dip Direction (Deg) - 270.00
 Critical Joint : Dip Angle (Deg) - 71.00
 Dip Direction (Deg) - 274.00
 Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 5.61 A Factor - 1.000 B Factor - 0.261
 Rock Mass Quality, Q' - 3.61 C Factor - 5.948

Primary Stopes Secondary Stopes

Shape Factor (m) - 6.67

Cable Density Lower Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 4.42
 Upper Bound - cables effective
 (m²/bolt) - 2.77

Cable Length Upper Bound - cables effective
 (m) - 12.8

Print Backward Forward

Zona de Cuerpos: tajeos de 24 m de altura – Dominio DE-III B

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 45 Workplace : ESTERIL_Cuerpos_Roca IIIB

Depth : 1200

UCS : 80 Critical Joint Dip* : 71

Joint Set Number : 12 Critical Joint Dip Direction* : 274

Joint Roughness : 1 Excavation Dip* : 70

Joint Alteration : 3 Excavation Dip Direction* : 270

Failure Mechanism : gravity fall * degrees

Sizing

Surface Slope Dimensions (m)

Back Slope Width : 10

H/W or F/W Slope Height : 24

Wall (primary)* Slope Strike Length : 16

Wall (secondary) Pillar Strike Length : 1000

*WALL = END, in longitudinal case

Factors

Q' : 1.250 A : 1.000 B : 0.261 C : 5.948 [Update]

[Backward] [Forward]

Longitudinal Slope

Information Stability Graph Bolt Density Bolt Length

Input

Work Place - ESTERIL_Cuerpos_Roca IIIB

Slope Type - longitudinal **Slope Dimensions (m) :** Width (W) - 10.00

Surface - H/W or F/W Height (H) - 24.00

Depth (m) - 1200.0 Strike Length (Lo) - 16.00

UCS (MPa) - 80.0 Pillar Strike Length (Lp) - 1000.00

RQD - 45.00 **Excavation :** Dip Angle (Deg) - 70.00

Joint Set Number - 12.00 Dip Direction (Deg) - 270.00

Joint Roughness - 1.00 **Critical Joint :** Dip Angle (Deg) - 71.00

Joint Alteration - 3.00 Dip Direction (Deg) - 274.00

Failure Mode - gravity

Output

Stability Number, N' - 1.94 A Factor - 1.000 B Factor - 0.261

Rock Mass Quality, Q' - 1.25 C Factor - 5.948

Primary Stopes **Secondary Stopes**

Shape Factor (m) - 4.80

Cable Density Lower Bound - cables effective

(m²/bolt) - 4.36

Upper Bound - cables effective

(m²/bolt) - 2.75

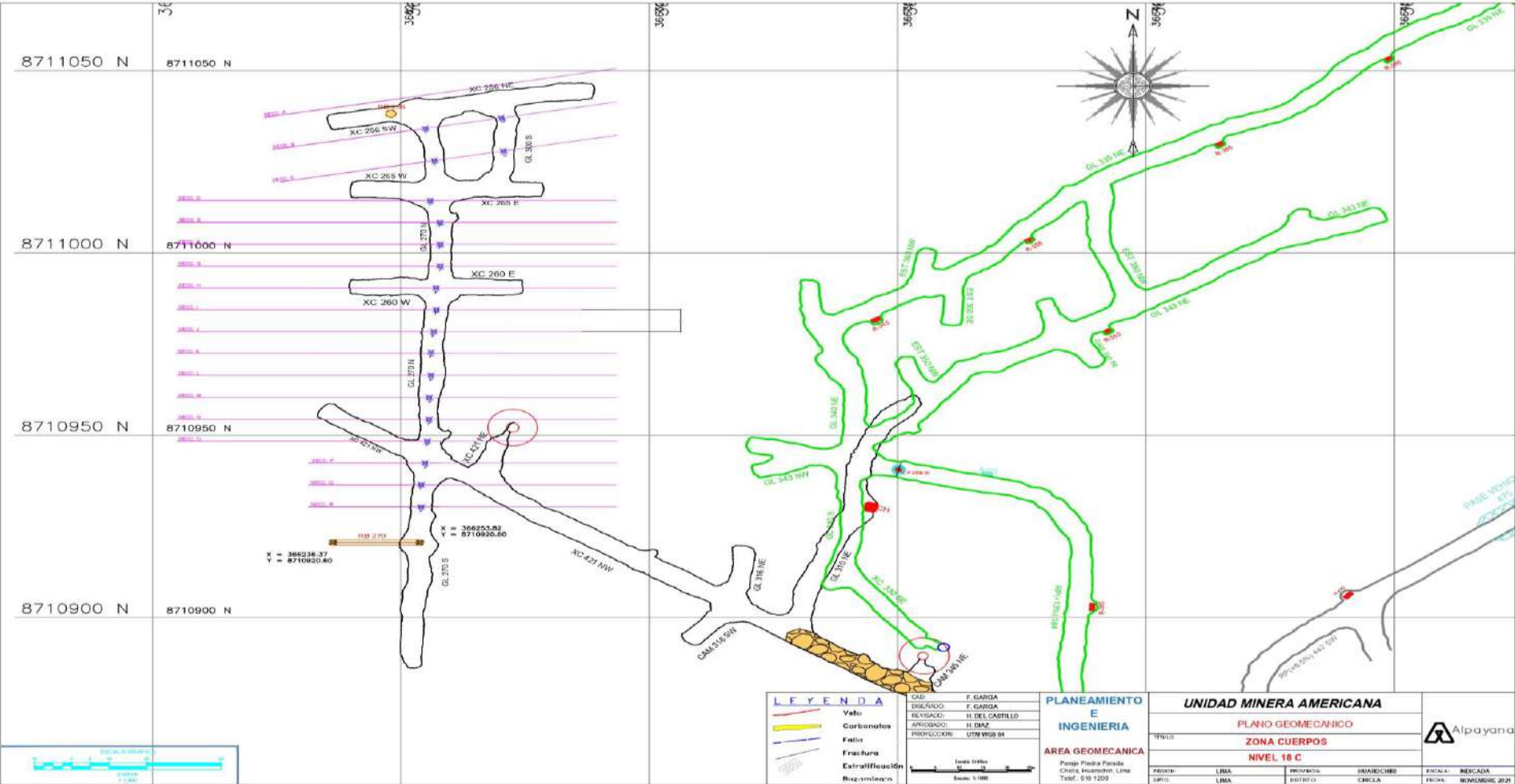
Cable Length Upper Bound - cables effective

(m) - 9.6

[Print] [Backward] [Forward]

Fuente: Software Stopesoft.

ANEXO 11: Secciones de cable bolting



Fuente: Departamento de planeamiento, Alpayana

ANEXO 12: Accidente año 2021 y 2022 Cia Minera Alpayana



SEGUIMIENTO DE ACCIDENTES DE PERSONAS								CODIGO: Reg 13 - Pr
REPORTE DE ACCIDENTES DE PERSONAS AÑO 2021								VERSION: 01
FECHA	AREA	SECCION	LUGAR	APELLIDOS Y NOMBRES	TIPO	GRAVEDAD	LESION	SUPERVISOR RESPONSABLE
8/03/2021	MINA	Cuerpos	Nv.16, Tj 265	SINCHE SINCHE, Jean	Desprendimiento de roca	INCAP	Luxación de cadera izquierda	MALDONADO ZORRILLA, Edgar
14/05/2021	SHOTCRETE	Cuerpos	Nv.16, Tj 265	LEON HUALPA, Leonardo	Proyección de partículas	LEVE	Cuerpo extraño en ojo	TAMARA LOVATON, Eladio
25/07/2021	MINA	Cuerpos	Nv.16, Tj 265	SEGAMA VELAZQUEZ, Fray	Proyección de partículas	INCAP	Laceración de la córnea de ojo derecho	CUEVA HERNANDEZ, Wilmer
10/08/2021	MINA	Cuerpos	Nv.16, Tj 265	VARILLAS HIDALGO, Edgardo	Caída de personas	LEVE	Contusión leve en pierna derecha	MACHADO ORTEGA, Gilmer
30/09/2021	MINA	Cuerpos	Nv.16, Tj 265	SEDANO CUBA, Faustino	Caída de personas	LEVE	Golpe por objetos durante manipuleo de materiales	MACHADO ORTEGA, Gilmer
16/09/2021	MINA	Cuerpos	Nv.16, Tj 265	PARIONA INDERIQUE, Rober	Proyección de partículas	INCAP	(Conjuntivitis) Cuerpo extraño en ojo izquierdo	MALDONADO ZORRILLA, Edgar

**SEGUIMIENTO DE ACCIDENTES DE PERSONAS**CODIGO: **Reg 13 - Pr****REPORTE DE ACCIDENTES DE PERSONAS AÑO 2022**VERSION: **01**

FECHA	AREA	SECCION	LUGAR	APELLIDOS Y NOMBRES	TIPO	GRAVEDAD	LESION	SUPERVISOR RESPONSABLE
4/01/2022	MINA	Cuerpos	Nv.17, Tj 265	ARRIETA HUAMAN, Luis	Golpe por objeto durante manipuleo de materiales	LEVE	Contusión de dorso de pie derecho	CUEVA HERNANDEZ Wilmer
10/03/2022	MINA	Cuerpos	Nv.17, Tj 265	SALOME BARRERA, Leonardo	Golpe por objeto durante manipuleo de materiales	LEVE	Herida en cuarto dedo de mano izquierda sin daño a la uña	OSCO HUAMAN, Mario
7/09/2022	MINA	Cuerpos	Nv.17, Tj 265	LANCHA GARCIA, Diomer	Proyección de partículas	INCAP	Cuerpo extraño en ojo derecho	CUEVA HERNANDEZ Wilmer

Fuente: Departamento de seguridad, Alpayana

ANEXO 13: Estandar ASTM A416



Designación: A 416/A416M-06

Especificación Normalizada para Torón de Acero, de Siete Alambres Sin Recubrimiento para Concreto Preesforzado¹

Esta norma ha sido publicada bajo la designación fija A 416/A 416M; el número inmediatamente siguiente a la designación indica el año de adopción inicial o, en caso de revisión, el año de la última revisión. Un número entre paréntesis indica el año de la última reaprobación. Una épsilon (ϵ) como superíndice indica una modificación editorial desde la última revisión o reaprobación.

Esta norma ha sido aprobada para su utilización por agencias del Department of Defense.

1. Alcance*

1.1 Esta especificación trata sobre dos tipos y dos grados de torones de acero de siete alambres sin recubrimiento, para utilizar en la construcción de concreto preesforzado pretensado y postensado. Los dos tipos de torones son de baja relajación y aliviado de esfuerzos (relajación normal). El torón de baja relajación debe ser considerado como el tipo estándar. El torón aliviado de esfuerzos (relajación normal) no será suministrado a menos que sea específicamente ordenado, o por acuerdo entre el comprador y el proveedor. El Grado 1725 [250] y el grado 1860 [270] tienen resistencias últimas mínimas de 1725 MPa [250 ksi] y 1860 MPa [270 ksi], respectivamente, basadas en el área nominal del torón.

1.2 Los valores indicados en unidades pulgada-libra o en unidades SI deben ser considerados como los estándares. Dentro del texto, las unidades pulgada-libra se muestran entre corchetes. Los valores indicados en cada

sistema no son equivalentes, por lo que cada sistema debe ser utilizado independientemente del otro. La combinación de valores de los dos sistemas puede resultar en una no conformidad con esta especificación.

1.3 Los requisitos suplementarios en SI deben ser especificados para torón de acero de siete alambres sin recubrimiento de 15.2-mm [0.600-in.] de diámetro si se necesita para aplicaciones en anclajes al terreno preesforzados.

2. Documentos Citados

2.1 Normas ASTM:²

A 370 Test Methods and Definitions for Mechanical Testing of Steel Products

A 981 Test Method for Evaluating Bond Strength for 15.2 mm (0.6 in.) Diameter Prestressing Steel Strand, Grade 270, Uncoated, Used in Prestressed Ground Anchors

E 328 Test Methods for Stress Relaxation for Materials and Structures

2.2 Normas Militares de U.S.A.:

MIL-STD-129 Marking for Shipment and Storage³

MIL-STD-163 Steel Mill Products Preparation for Shipment and Storage³

2.3 Norma Federal de U.S.A.:

3

Ed. Std. No. 123 Marking for Shipments (Civil Agencies)

¹Esta especificación está bajo la jurisdicción del Committee A01 on Steel, Stainless Steel, and Related Alloys de la ASTM y es responsabilidad directa del Subcommittee A01.05 on Steel Reinforcement.

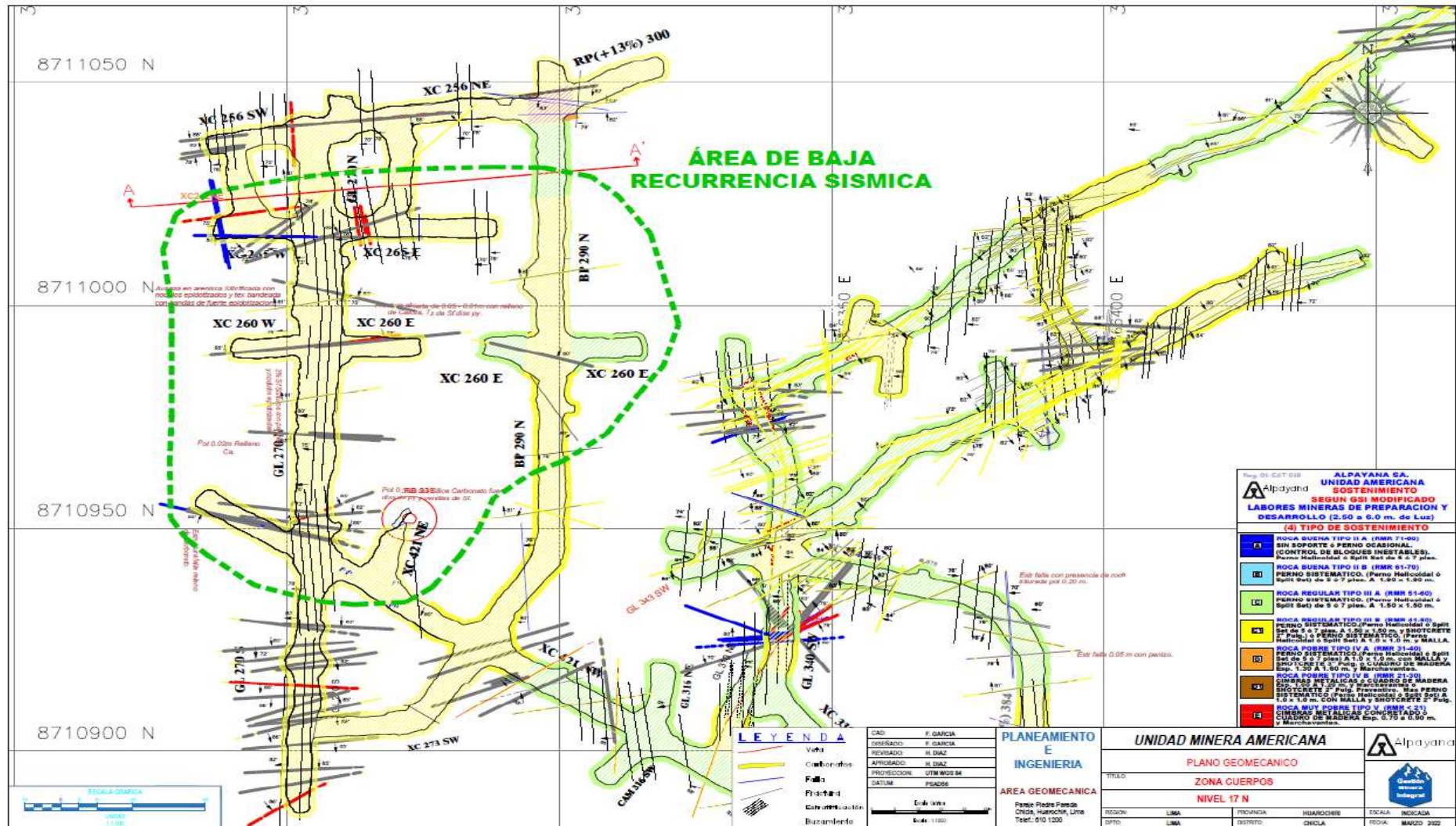
Versión actual aprobada el 1 de abril de 2006. Publicada en abril de 2006. Aprobada inicialmente en 1957. Última versión previa aprobada en 2005 como A 416 - 05.

²Para consultar las normas ASTM citadas, visite el sitio web de ASTM, www.astm.org, o contacte el Servicio de Atención al Cliente de ASTM en service@astm.org. Para obtener información sobre *Annual Book of ASTM Standards*, consulte la página titulada *Document Summary* en el sitio web de ASTM.

³Disponible en *Standardization Documents Order Desk*, Bldg. 4, Section D, 700 Robbins Ave., Philadelphia, PA 19111-5094.

*Al final de esta norma aparece una sección de Resumen de Cambios.

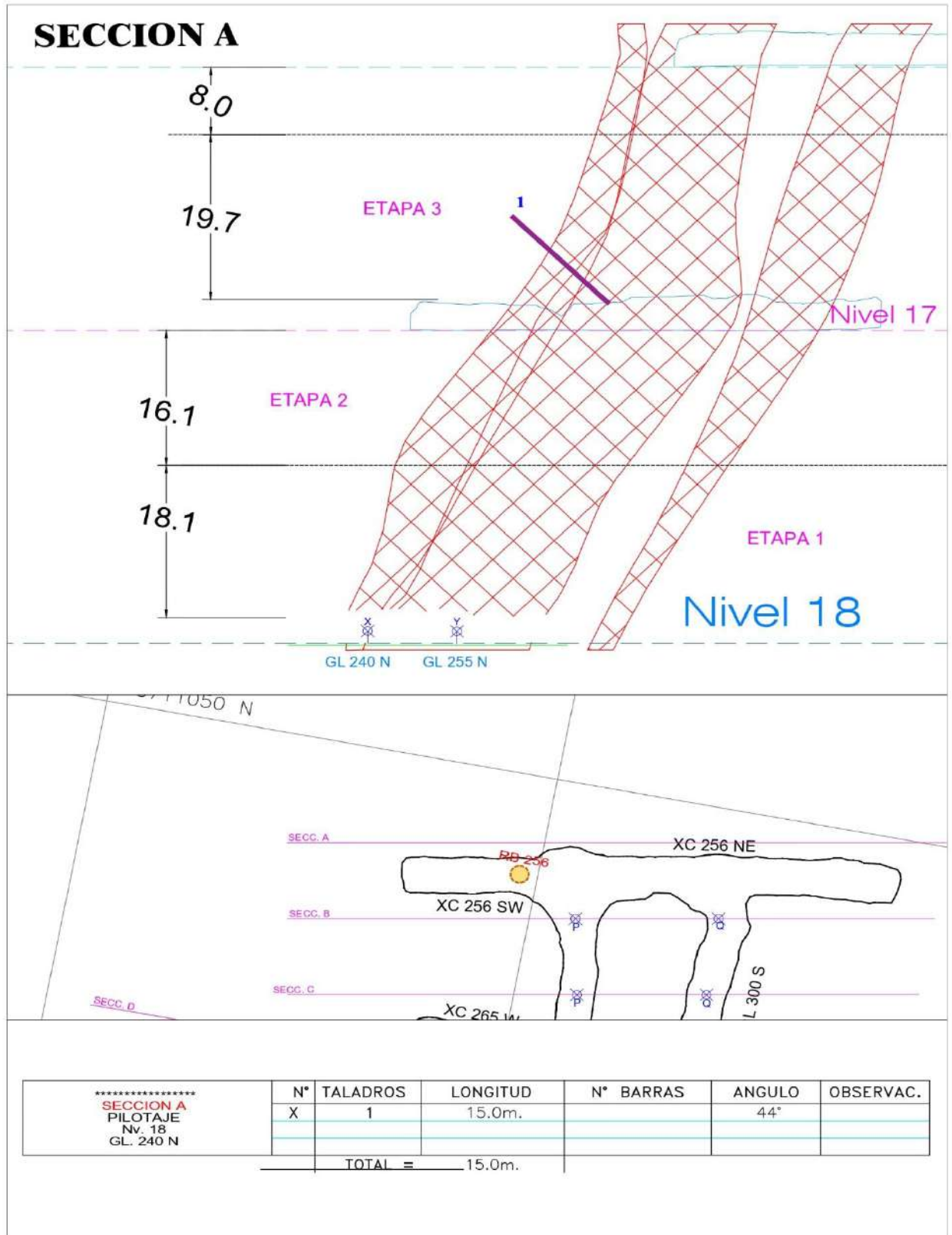
ANEXO 14: Plano geomecanico NV.17



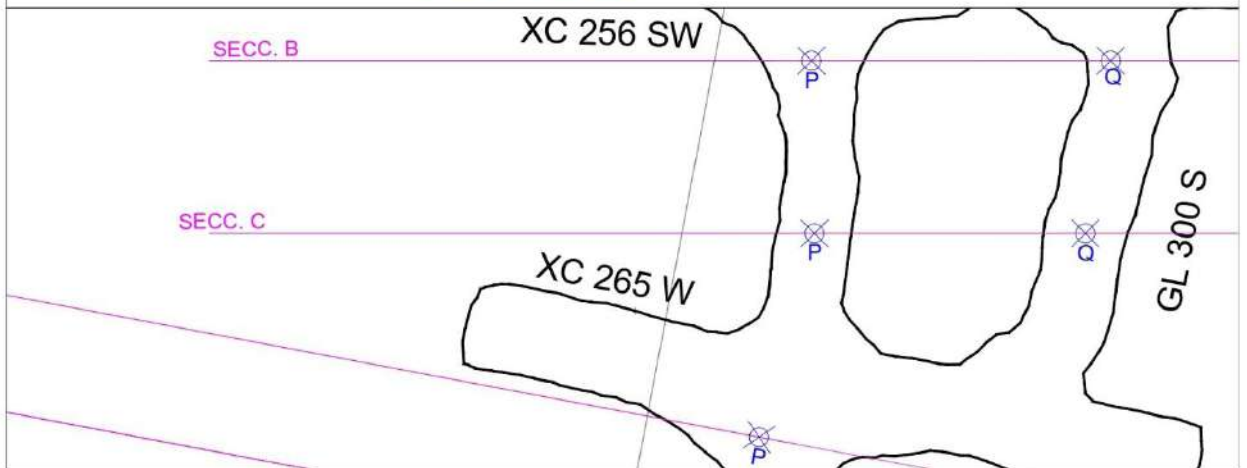
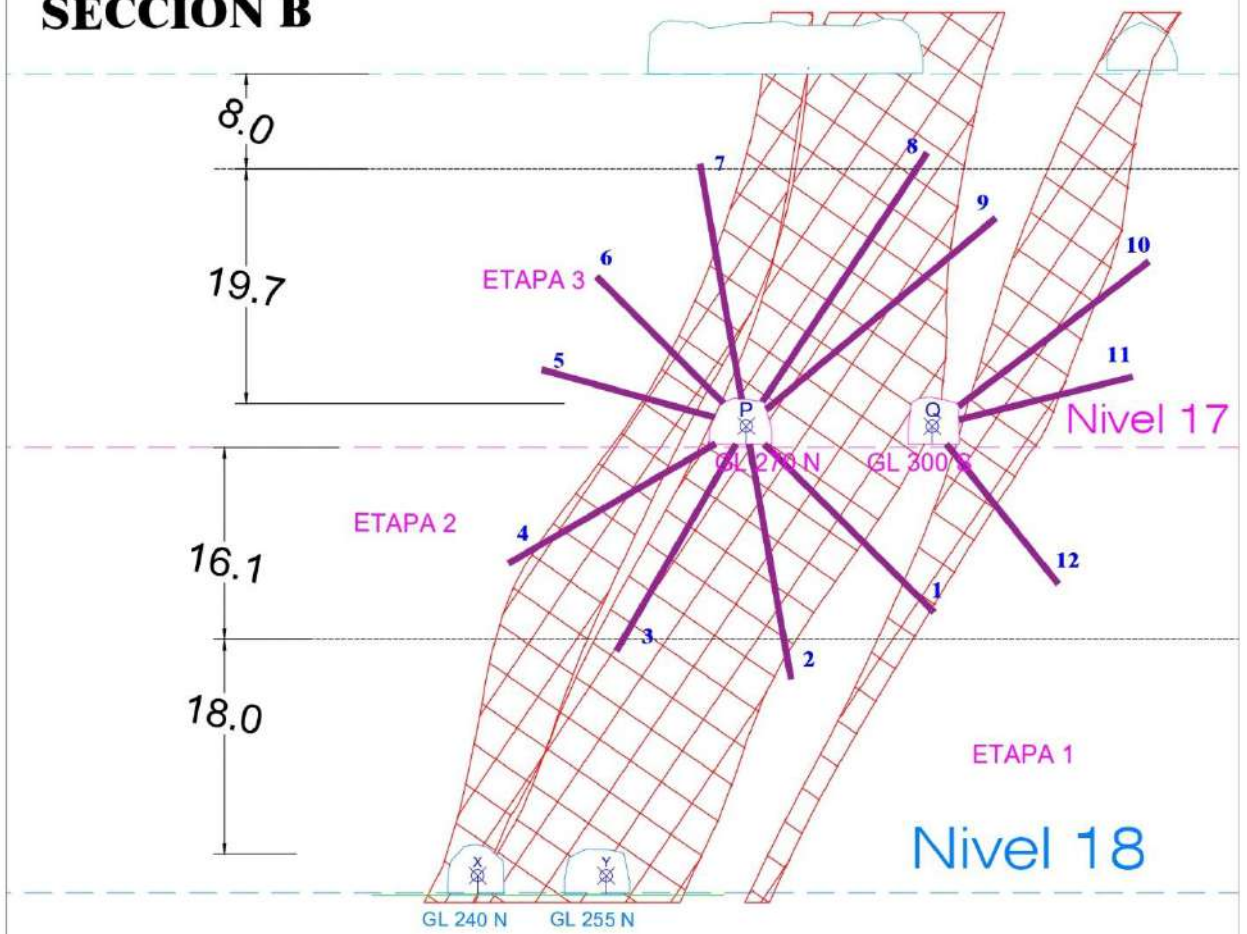
ALPANYA CA. UNIDAD AMERICANA SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO LABORES MINERAS DE PREPARACION Y DESARROLLO (2.50 x 6.0 m. de Luz) (4) TIPO DE SOSTENIMIENTO	
	ROCA BUENA TIPO II A. (RMR 71-80) SIN SOPORTE o PERNO OCASIONAL. (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES). (Perno Metálico o Split S&S de 8 x 7 pies).
	ROCA BUENA TIPO II B. (RMR 61-70) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Metálico o Split S&S de 8 x 7 pies. A. 1.00 m. 1.00 m.).
	ROCA REGULAR TIPO III A. (RMR 51-60) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Metálico o Split S&S de 8 x 7 pies. A. 1.50 m. 1.50 m.).
	ROCA REGULAR TIPO III B. (RMR 41-50) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Metálico o Split S&S de 8 x 7 pies. A. 2.20 m. 2.00 m. y SHOTCRETE 2º Puz. 1. PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Metálico o Split S&S A. 1.0 x 1.0 m. y MALLA).
	ROCA POBRE TIPO IV A. (RMR 31-40) PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Metálico o Split S&S de 8 x 7 pies. A. 1.0 x 1.0 m. con MALLA y SHOTCRETE 2º Puz. y CUBRHO DE MADERA Esp. 1.20 a 1.00 m. y Marchaventas).
	ROCA POBRE TIPO IV B. (RMR 21-30) CIERRES METÁLICOS. CUBRHO DE MADERA SHOTCRETE 2º Puz. Preventivo. Mas PERNO SISTEMÁTICO. (Perno Metálico o Split S&S A. 1.0 x 1.0 m. con MALLA y SHOTCRETE 2º Puz. y Marchaventas).
	ROCA MUY POBRE TIPO V. (RMR < 20) CIERRES METÁLICOS CONCRETADO o MALLA DE MADERA Esp. 0.75 a 0.50 m. y Marchaventas.

LEYENDA Volva Carbonatos Falla Fractura Calentamiento Buzamiento		PLANEAMIENTO E INGENIERIA AREA GEOMECANICA Panto Piedra Pareda CHCS, Huasochi, Lina Telef. 010 1200	UNIDAD MINERA AMERICANA PLANO GEOMECANICO ZONA CUERPOS NIVEL 17 N TITULO: REGION: LIMA DEPTO: LIMA PROVINCIA: HUARACOS DISTRITO: CHILA ESCALA: INDICADA FECHA: MARZO 2002
---	--	---	--

ANEXO 15: Secciones de instalación de cable bolting en el cuerpo mineralizado Casapalca



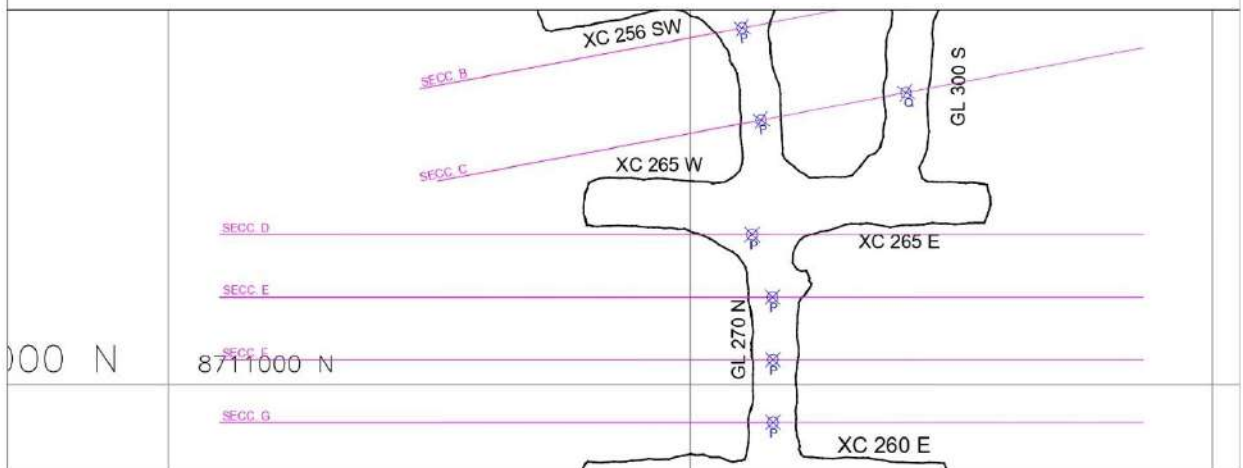
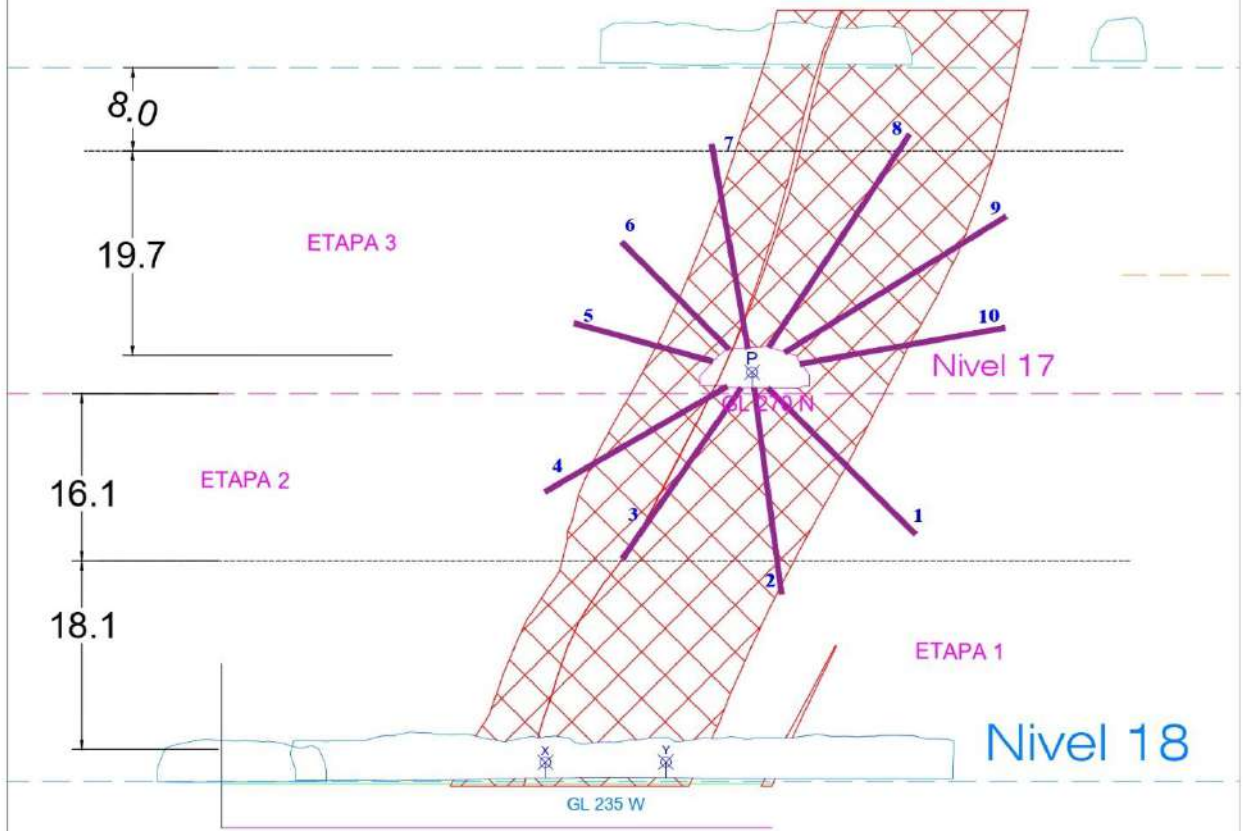
SECCION B



***** SECCION B PILOTAJE Nv. 17 GL. 270 N					
N°	TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	20.0m.		45°	
P	2	20.0m.		80°	
P	3	20.0m.		60°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		40°	
TOTAL =		180.0m.			

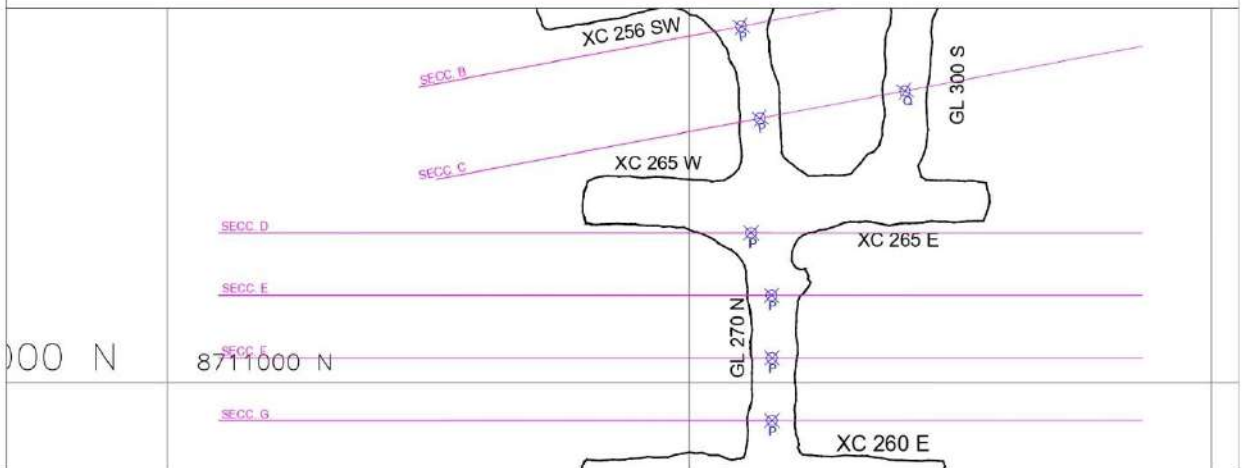
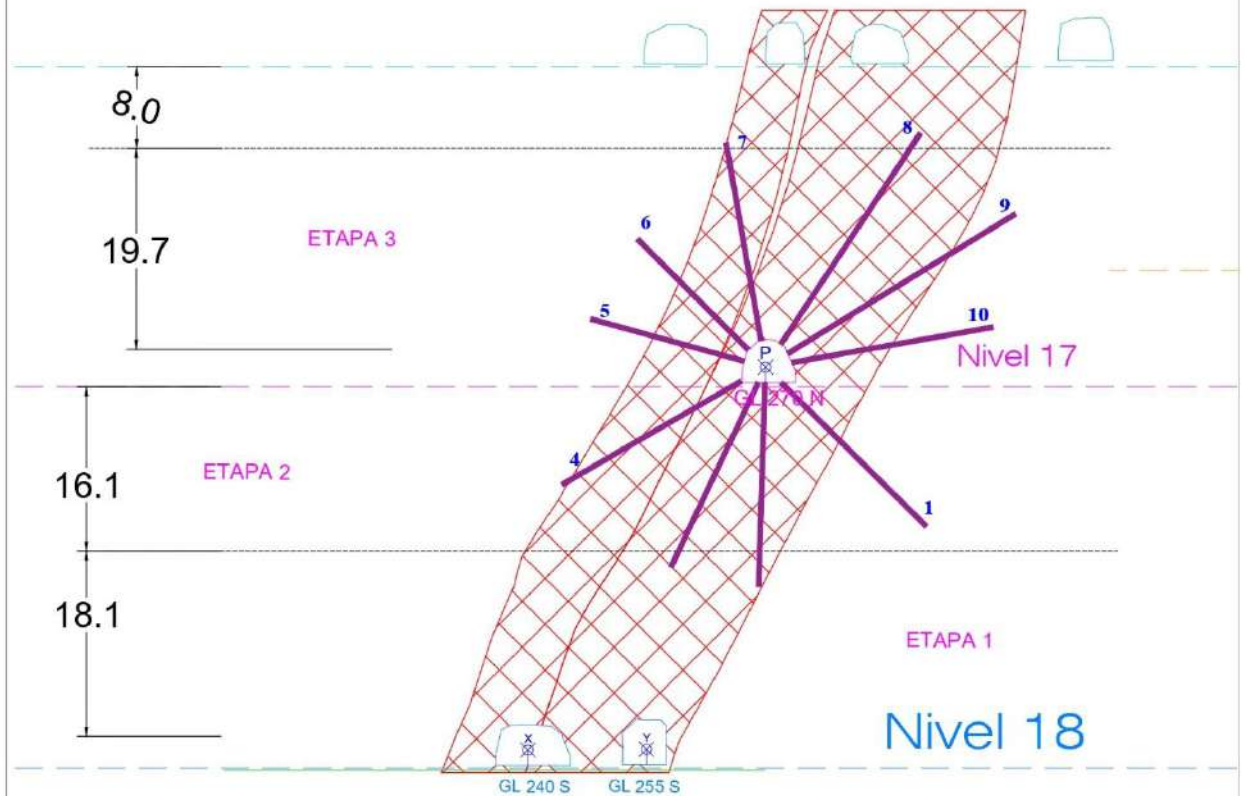
***** SECCION B PILOTAJE Nv. 17 GL. 300 N					
N°	TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
Q	10	20.0m.		37°	
Q	11	15.0m.		14°	
Q	12	15.0m.		51°	
TOTAL =		50.0m.			

SECCION D



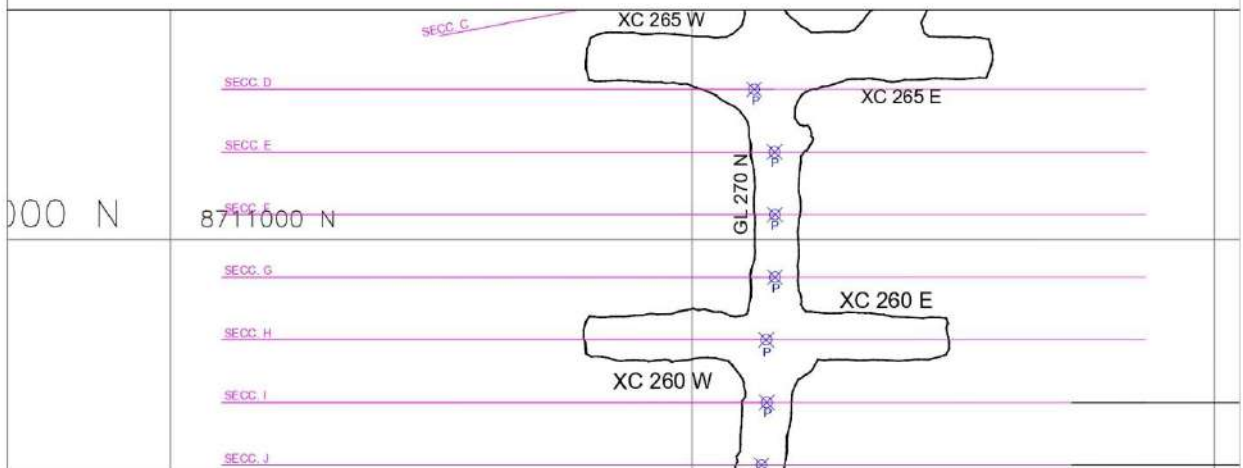
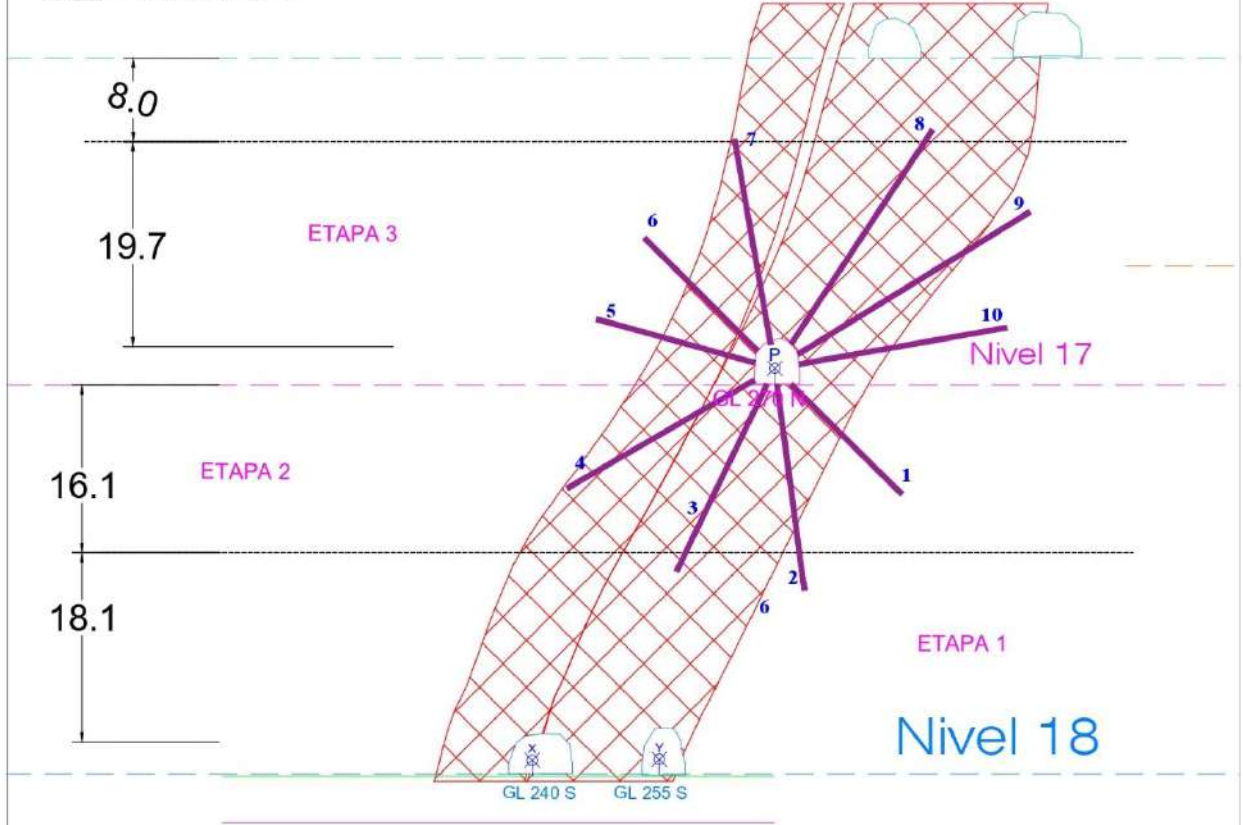
SECCION D					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	20.0m.		45°	
P	2	20.0m.		82°	
P	3	20.0m.		55°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		10°	
	TOTAL =	200.0m.			

SECCION E



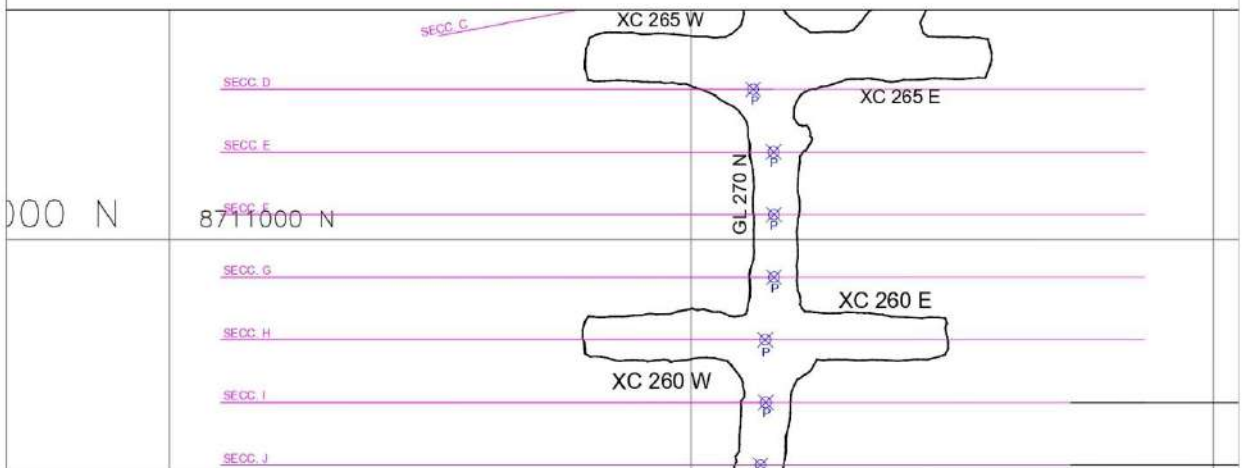
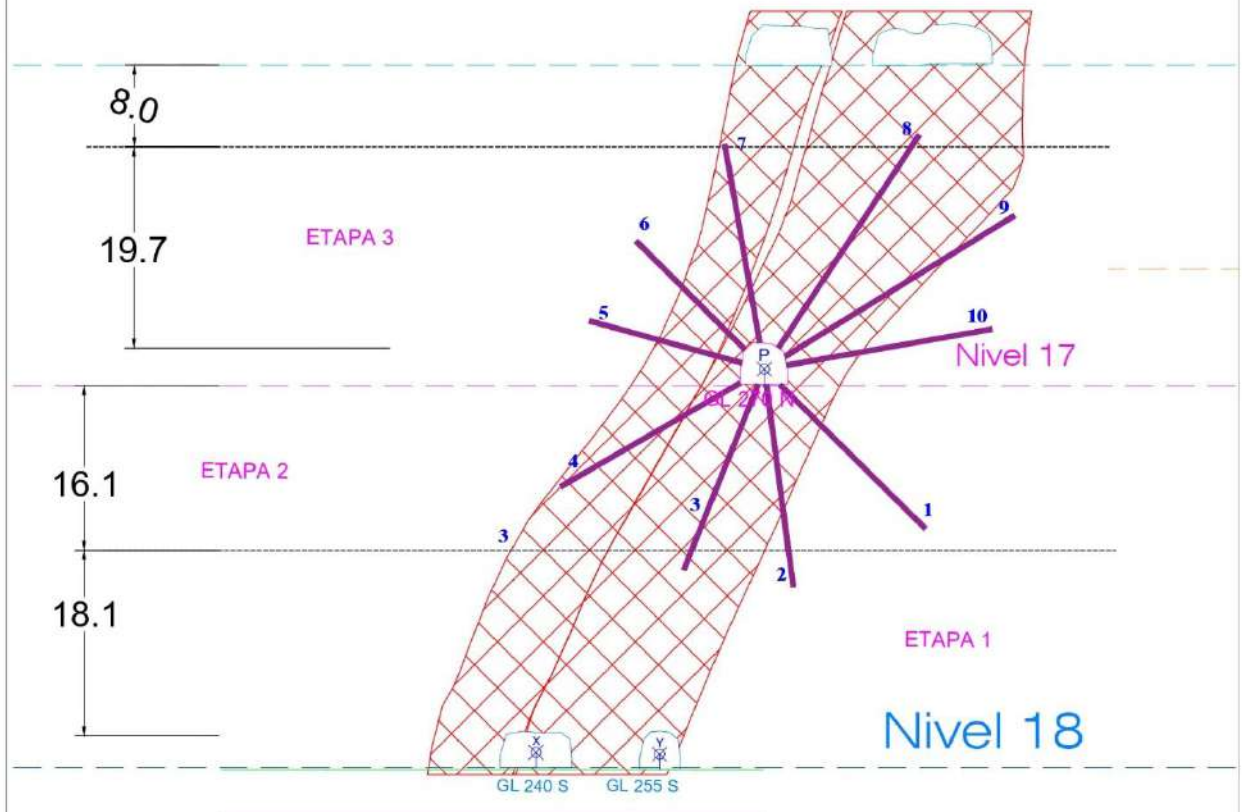
SECCION E					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	20.0m.		45°	
P	2	20.0m.		88°	
P	3	20.0m.		65°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
	TOTAL =	200.0m.			

SECCION F



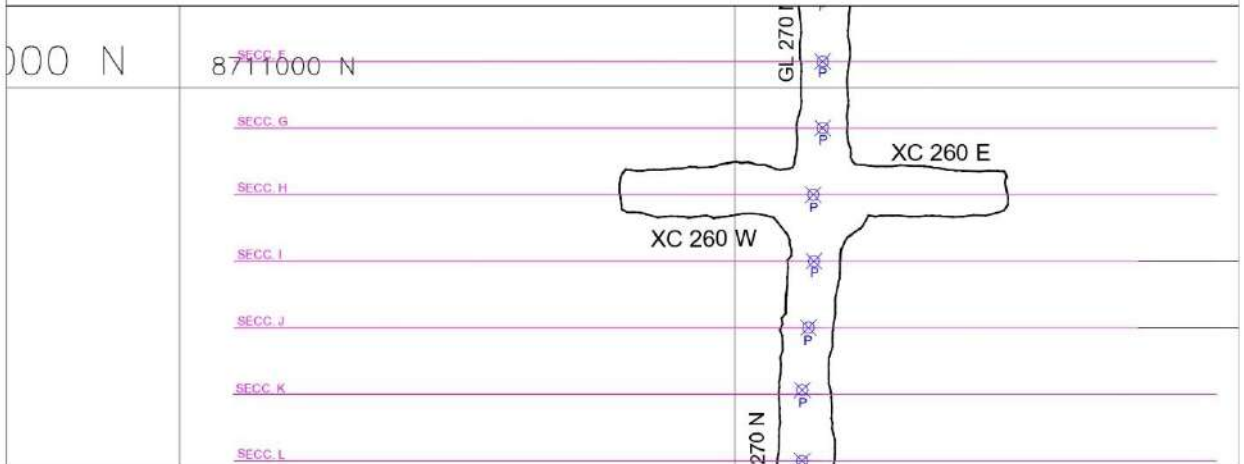
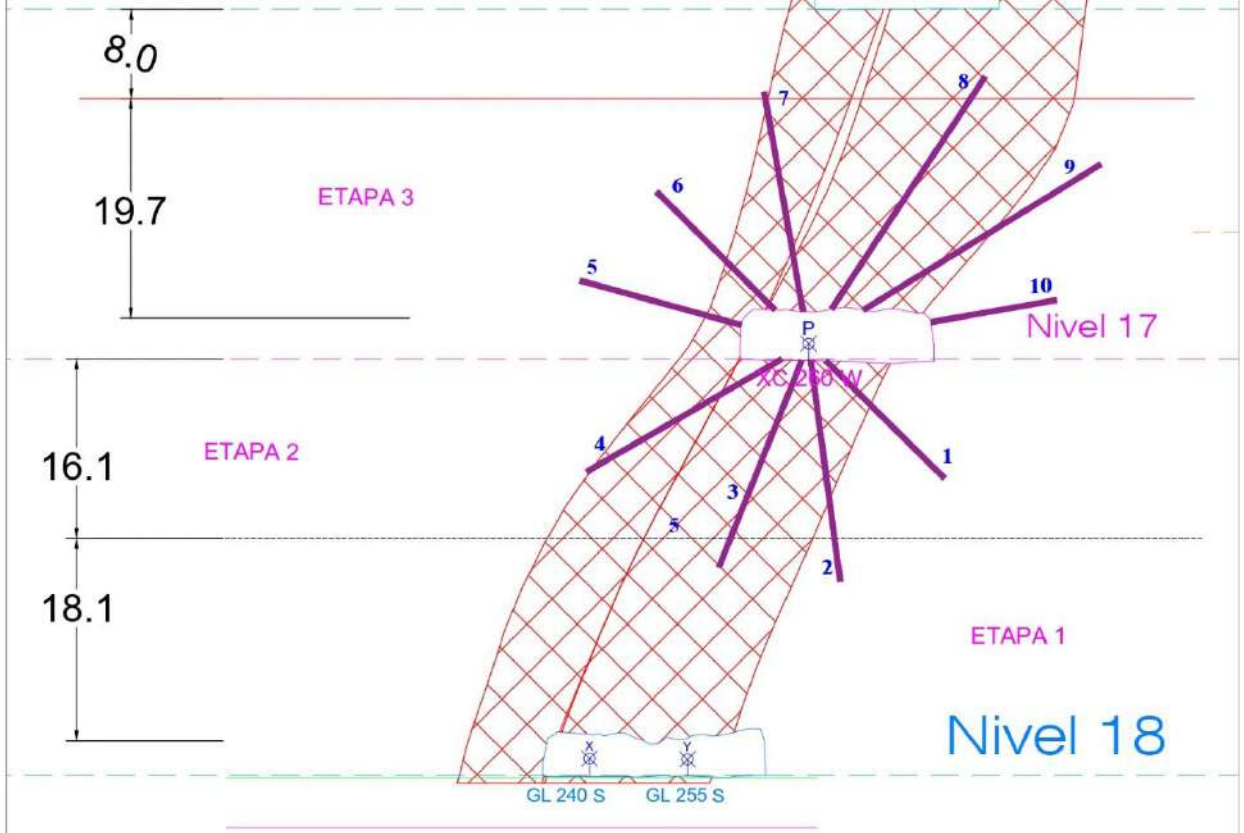
SECCION F					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		88°	
P	3	20.0m.		64°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
TOTAL =		195.0m.			

SECCION G



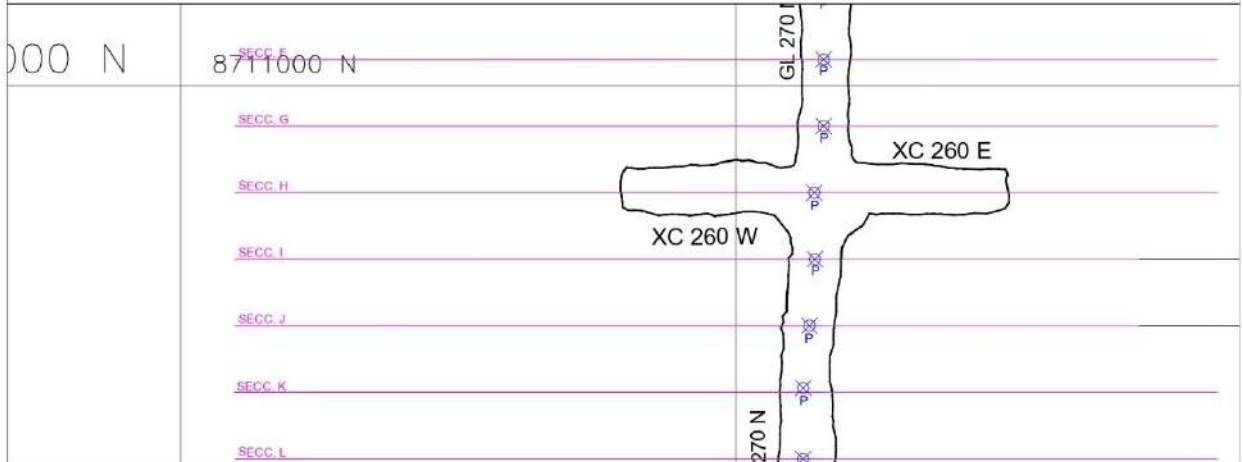
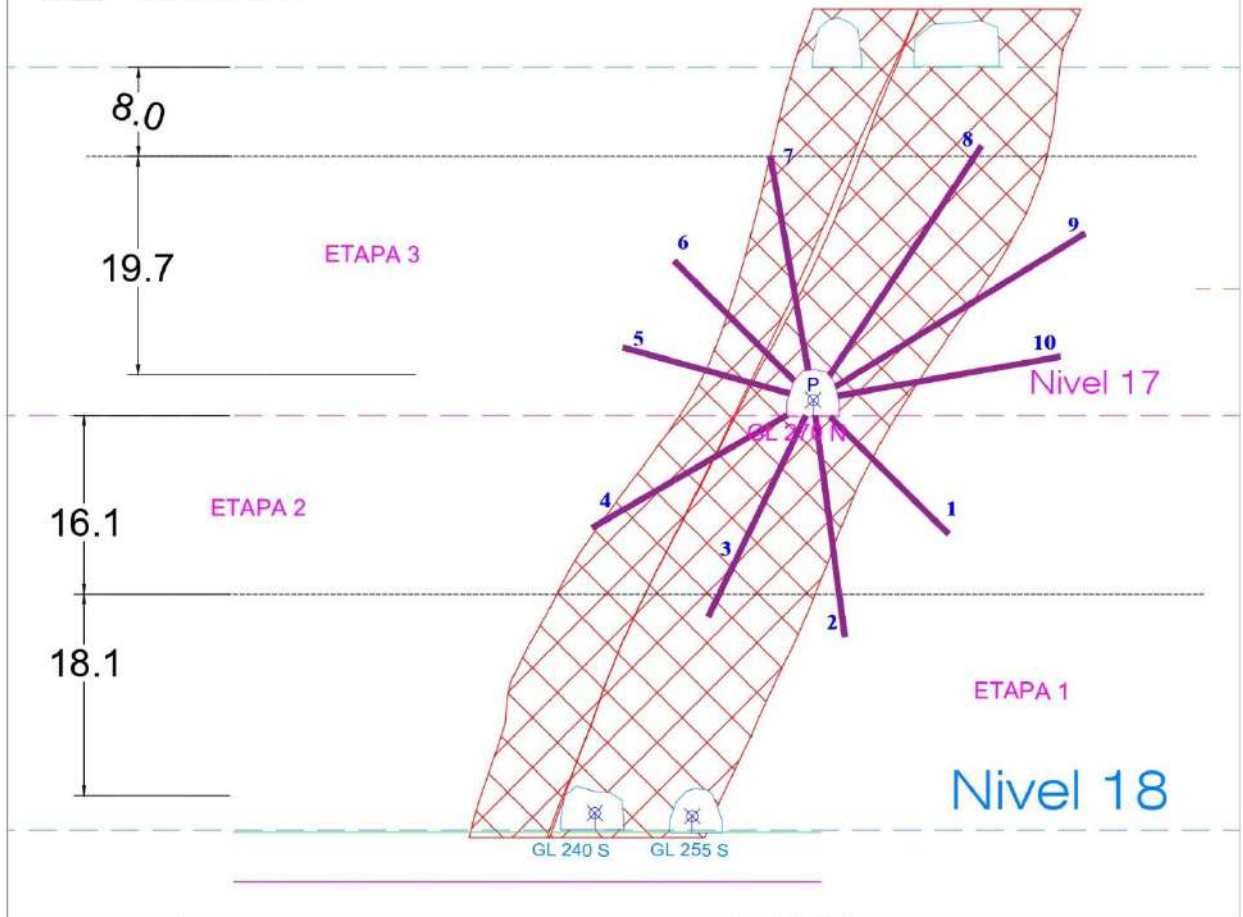
***** SECCION G PILOTAJE Nv 17 GL. 270 N		N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	20.0m.			45°	
P	2	20.0m.			88°	
P	3	20.0m.			68°	
P	4	20.0m.			30°	
P	5	15.0m.			15°	
P	6	15.0m.			45°	
P	7	20.0m.			80°	
P	8	25.0m.			57°	
P	9	25.0m.			32°	
P	10	20.0m.			15°	
		TOTAL =	200.0m.			

SECCION H



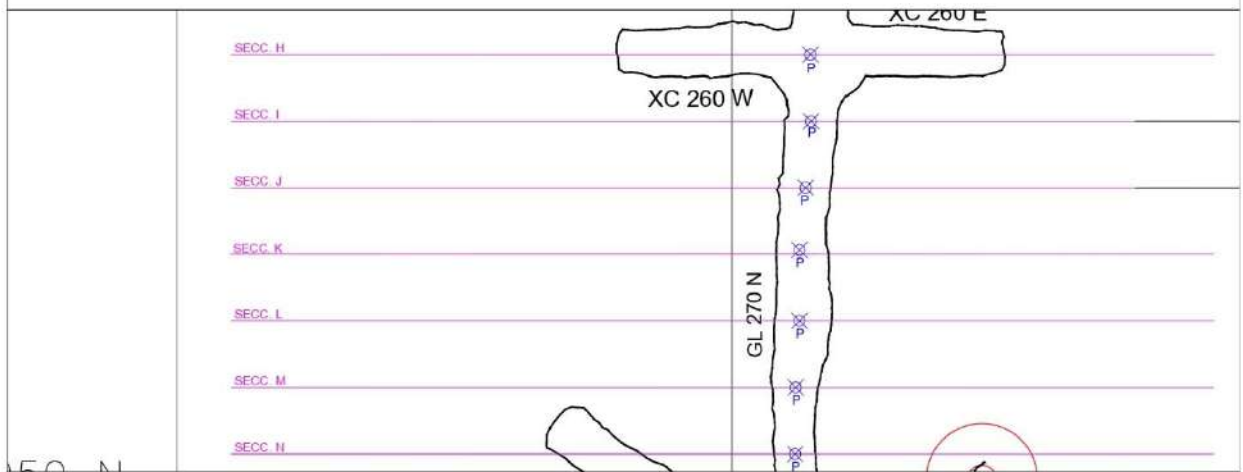
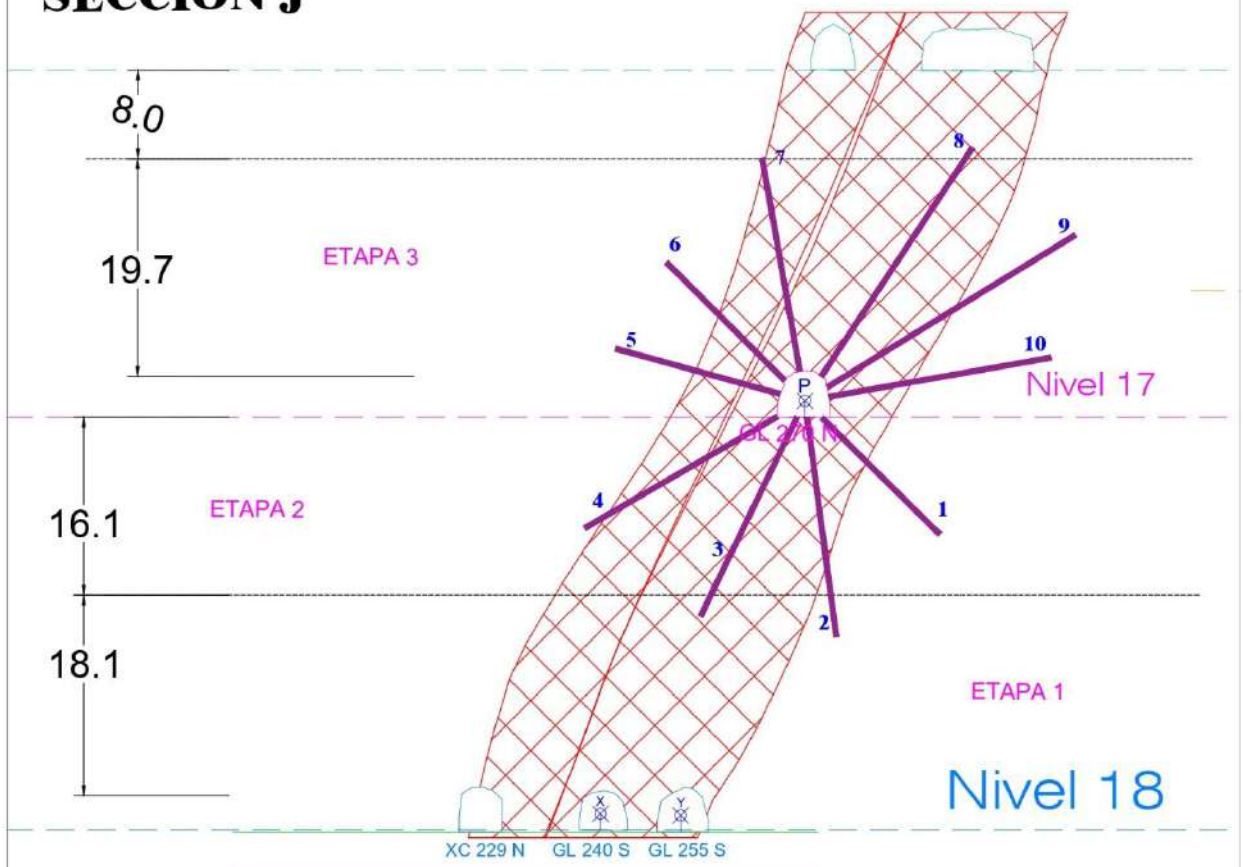
SECCION H					
PILOTAJE					
Nv 17					
XC. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		88°	
P	3	20.0m.		64°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
TOTAL =		195.0m.			

SECCION I



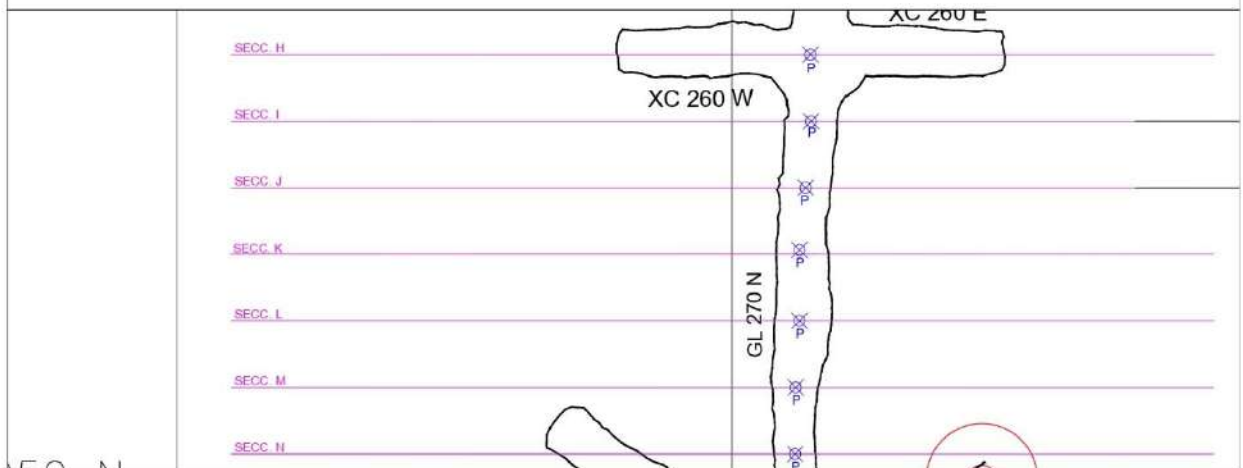
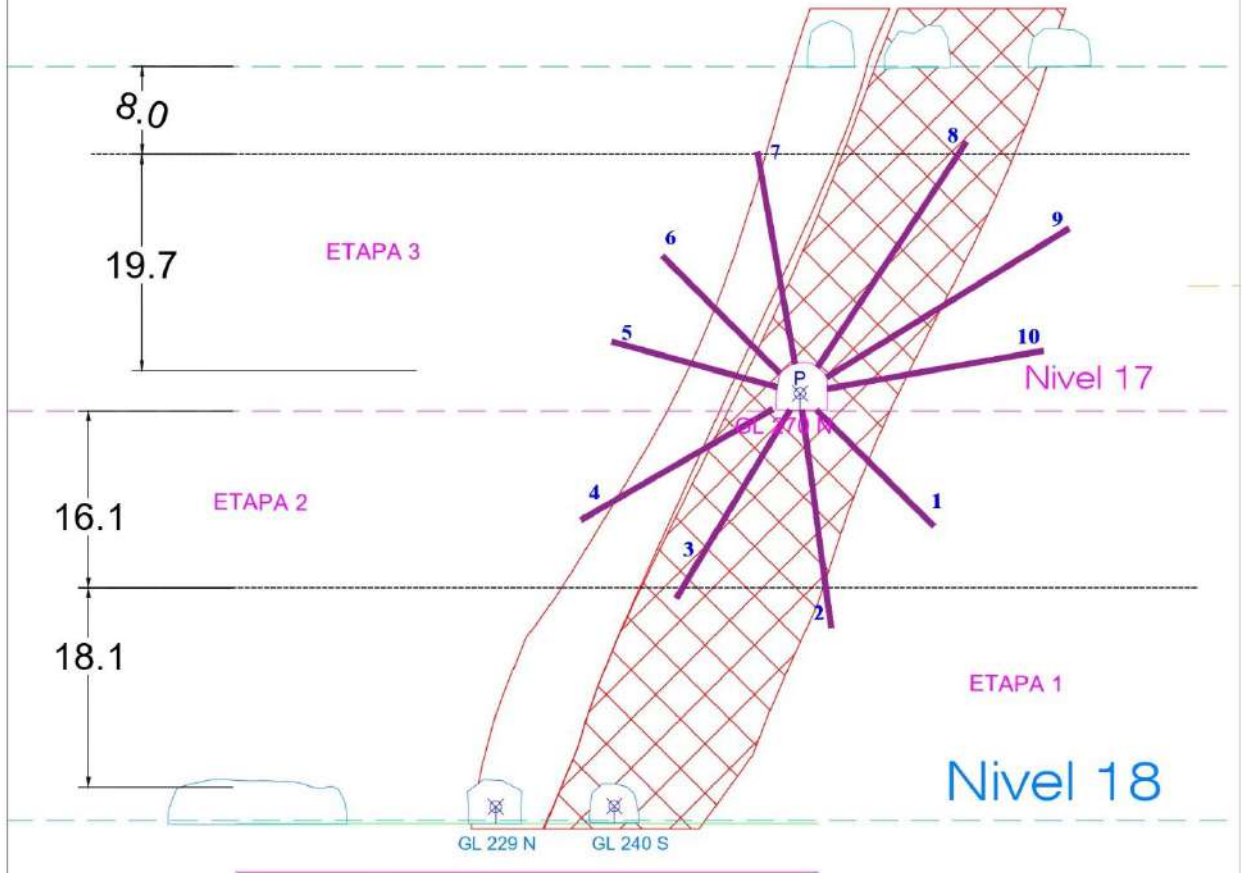
*****		N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
SECCION I PILOTAJE Nv 17 GL. 270 N	P	1	15.0m.		45°	
	P	2	20.0m.		88°	
	P	3	20.0m.		65°	
	P	4	20.0m.		30°	
	P	5	15.0m.		15°	
	P	6	15.0m.		45°	
	P	7	20.0m.		80°	
	P	8	25.0m.		57°	
	P	9	25.0m.		32°	
	P	10	20.0m.		15°	
		TOTAL =	195.0m.			

SECCION J



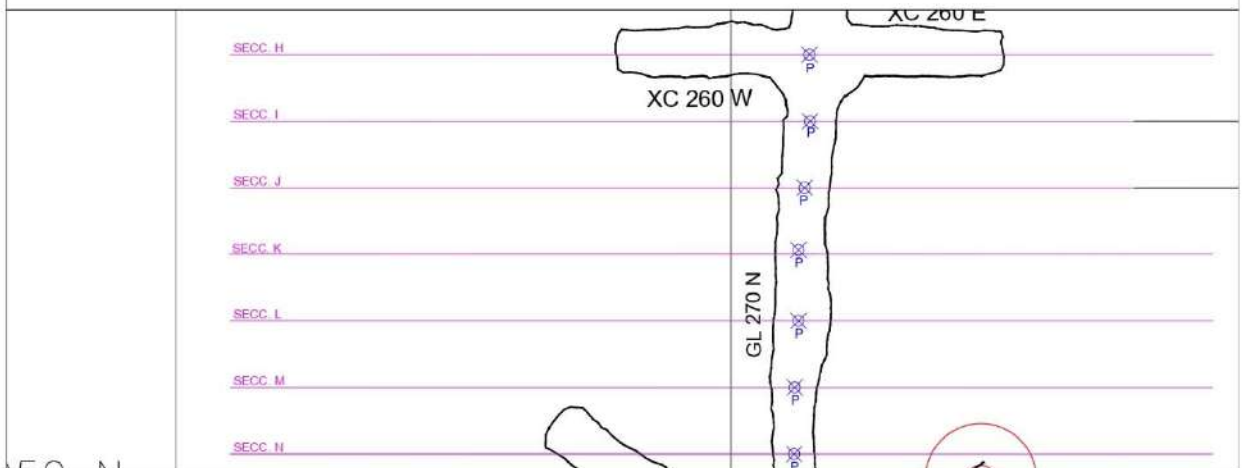
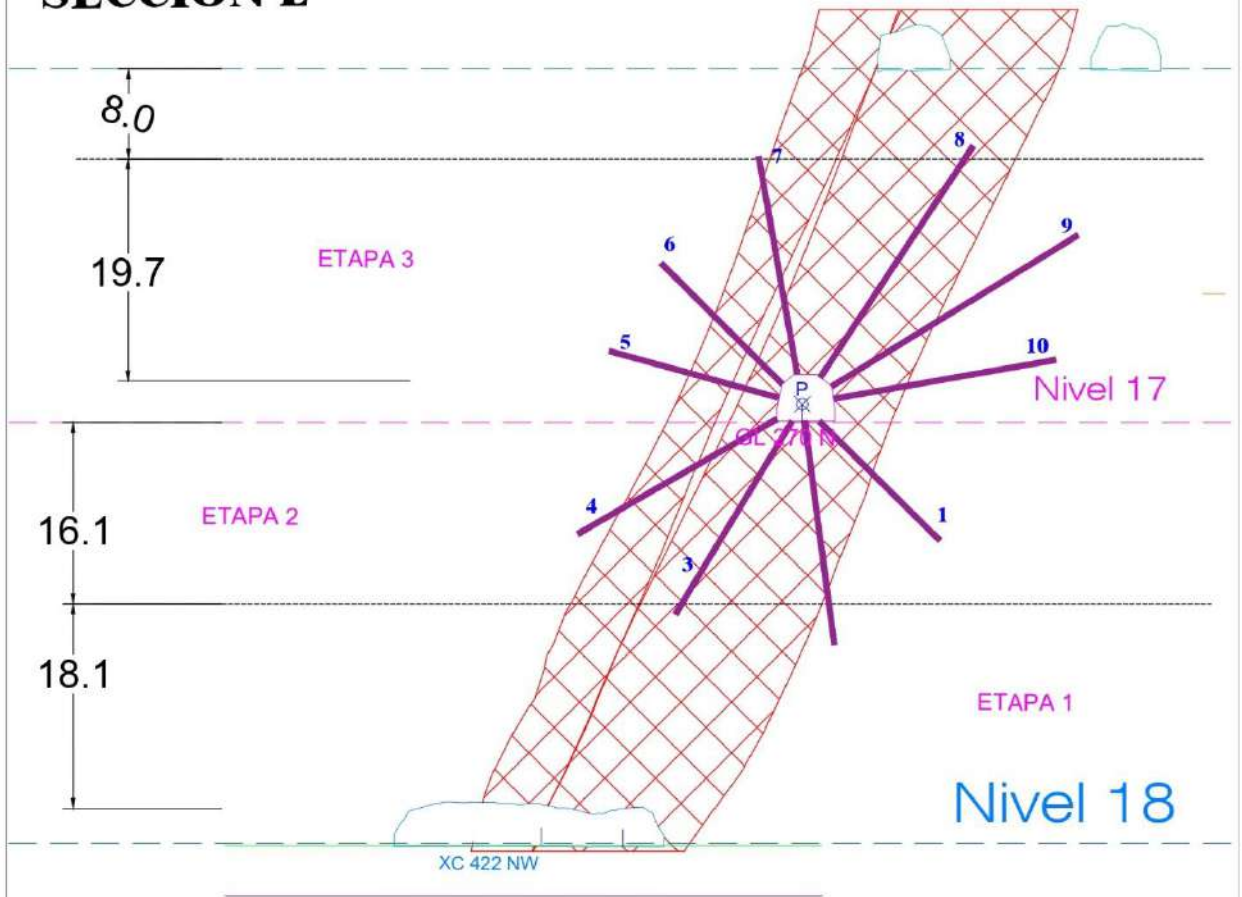
SECCION J					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		88°	
P	3	20.0m.		65°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
TOTAL =		195.0m.			

SECCION K



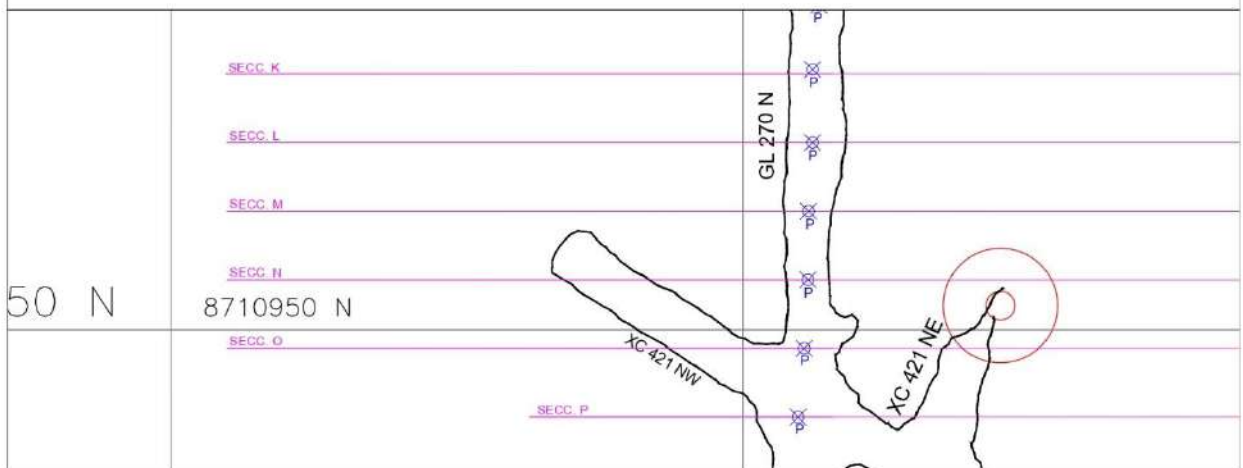
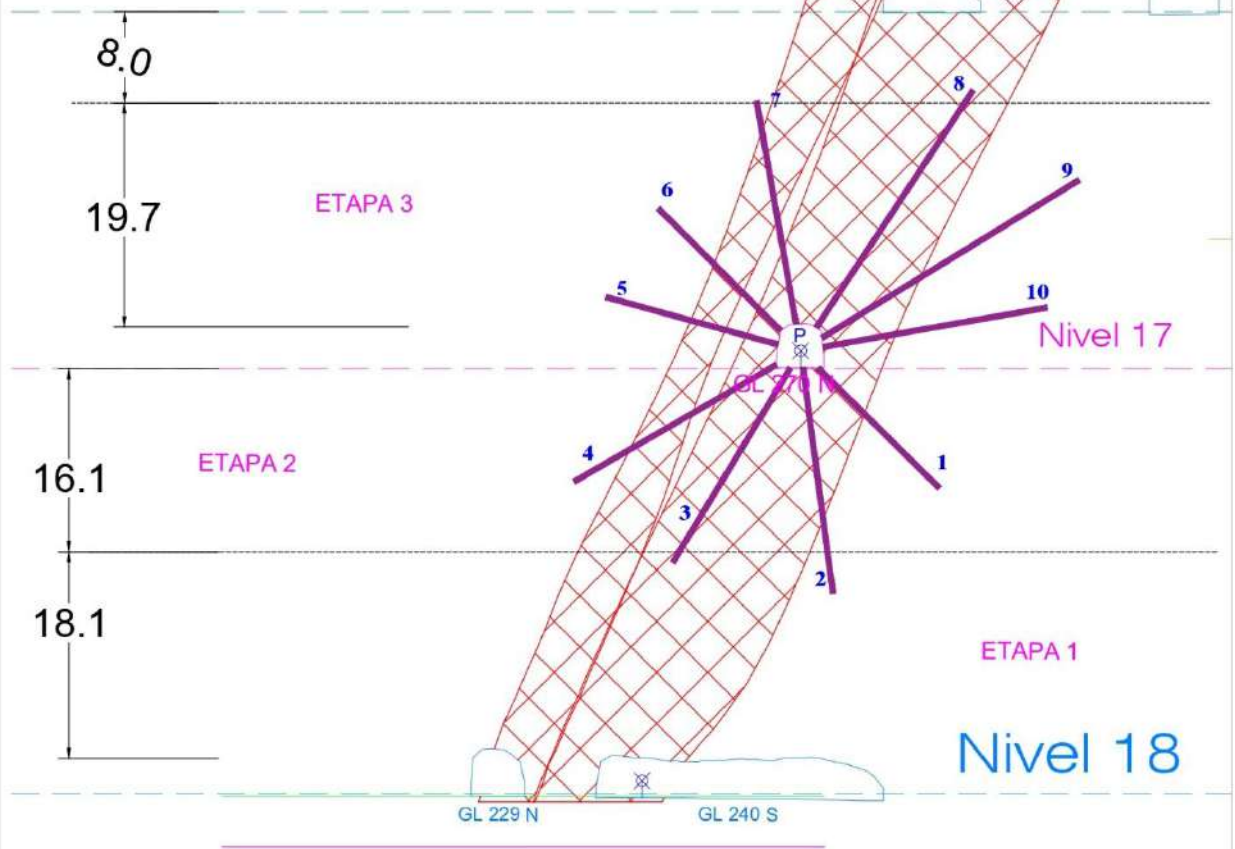
SECCION K					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		88°	
P	3	20.0m.		59°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
	TOTAL =	195.0m.			

SECCION L



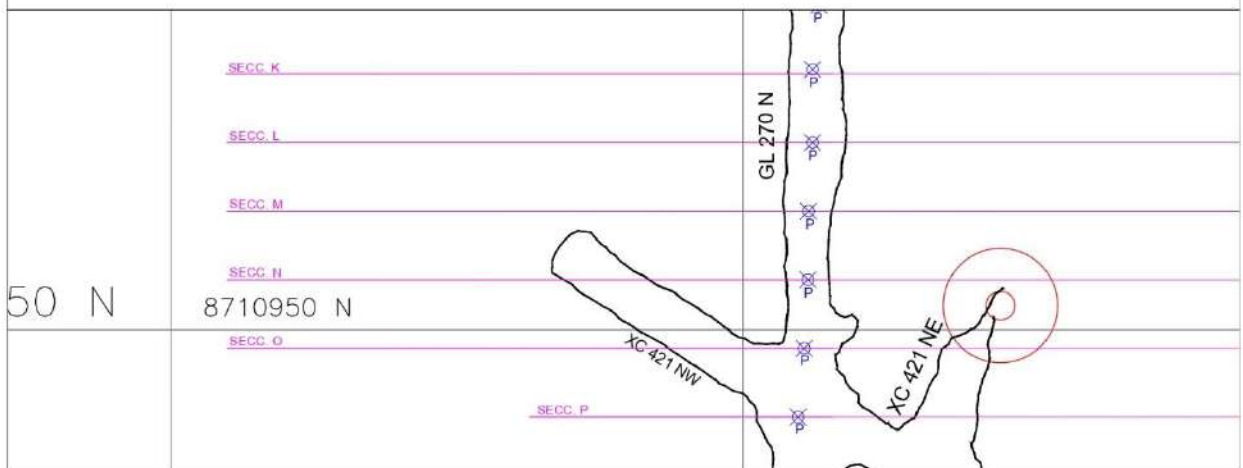
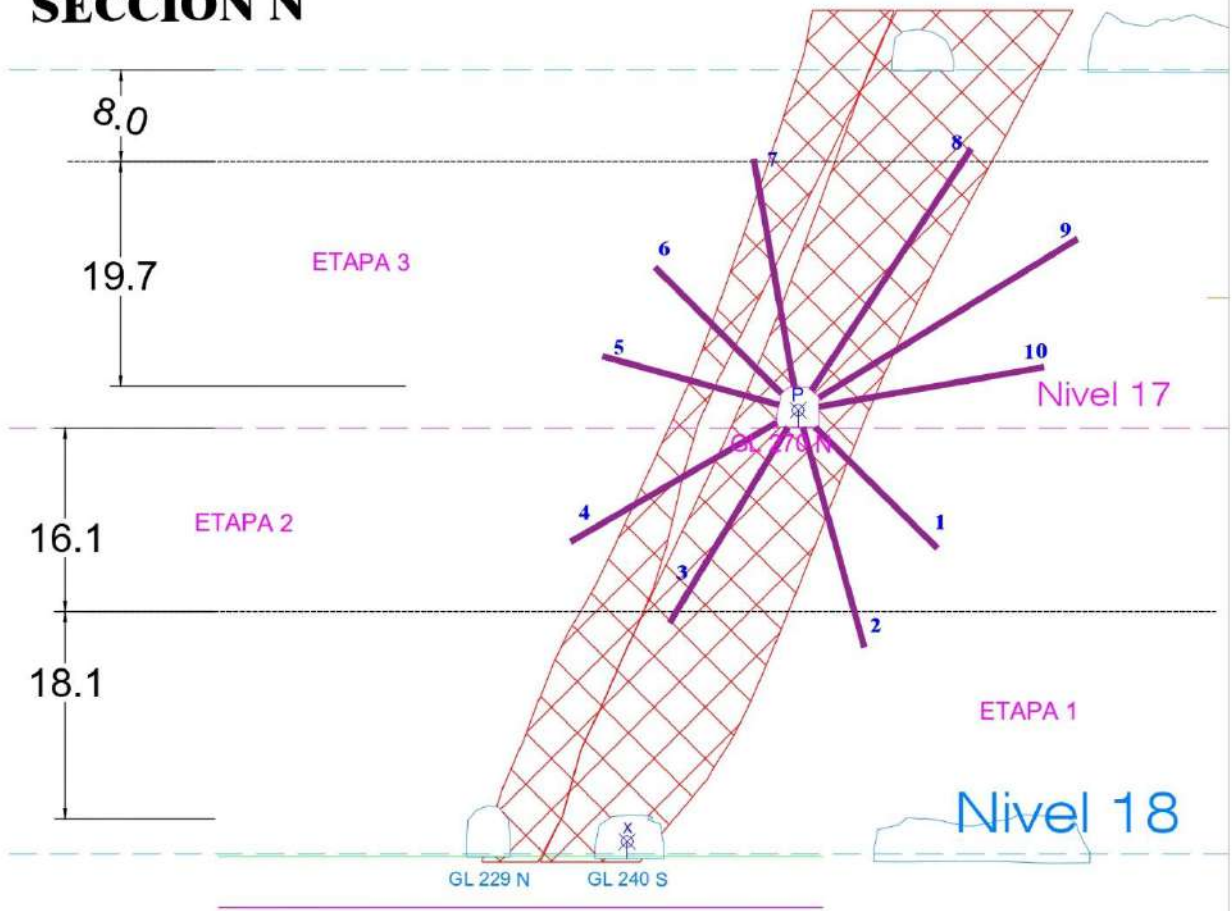
SECCION L PILOTAJE Nv 17 GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		88°	
P	3	20.0m.		65°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
TOTAL =		195.0m.			

SECCION M



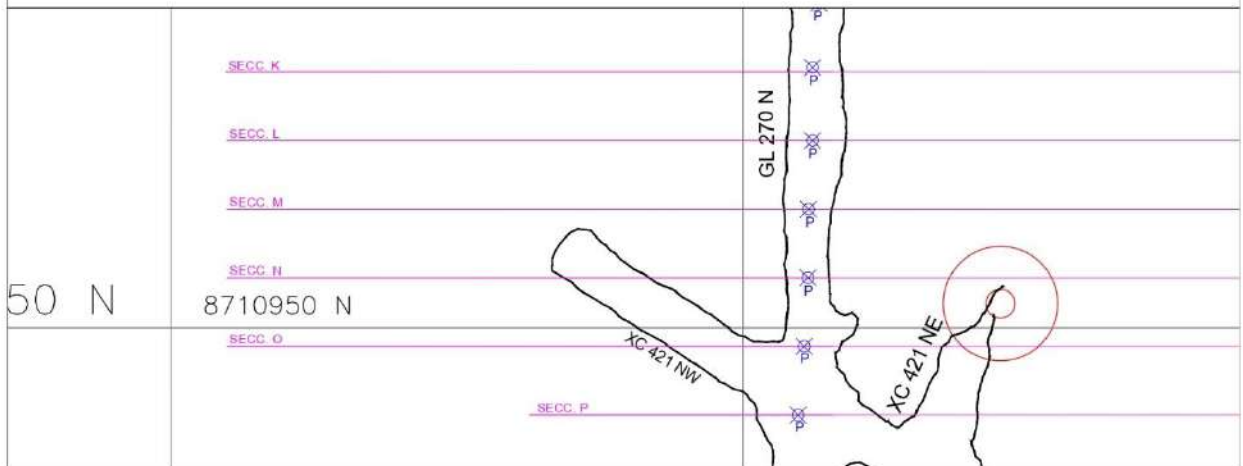
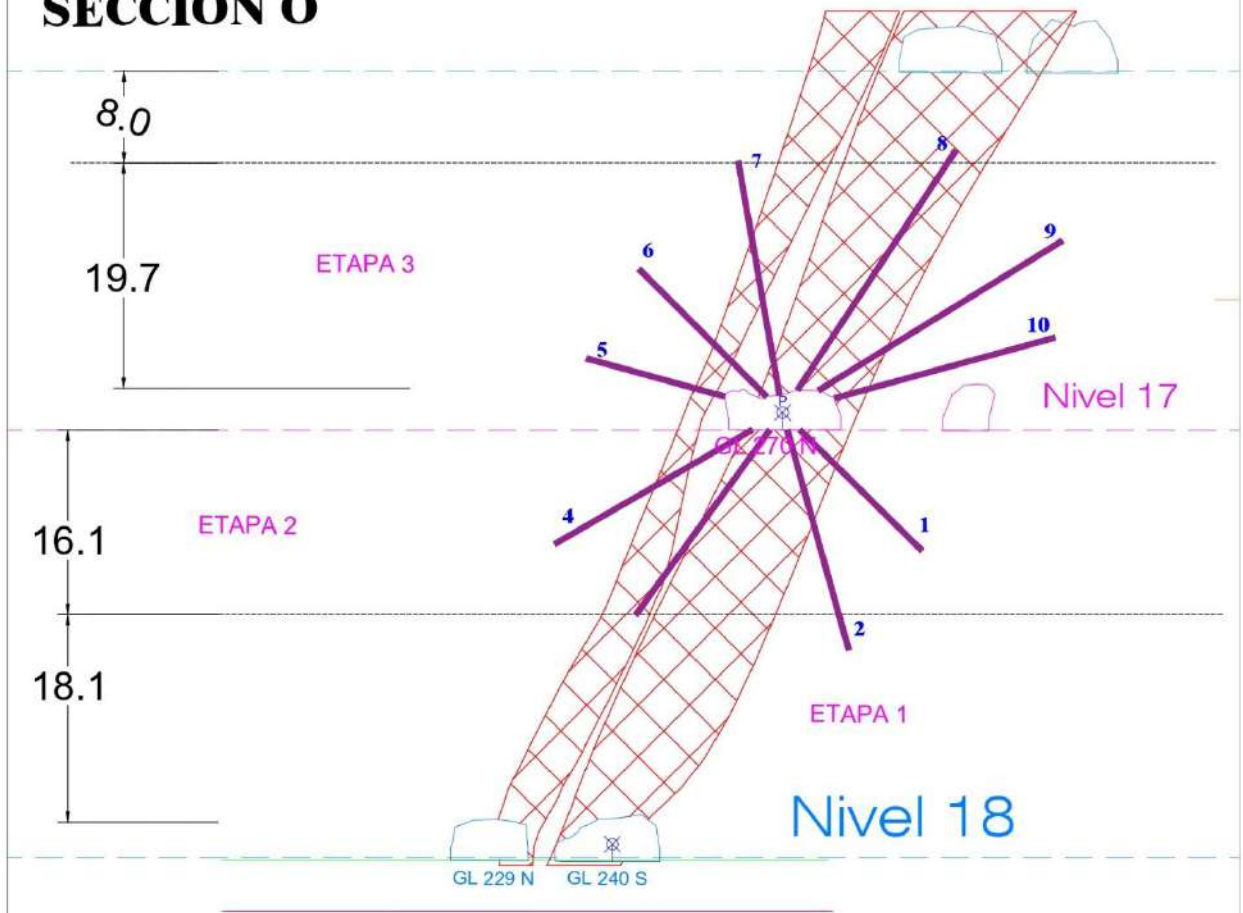
SECCION M					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		88°	
P	3	20.0m.		59°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
TOTAL =		195.0m.			

SECCION N



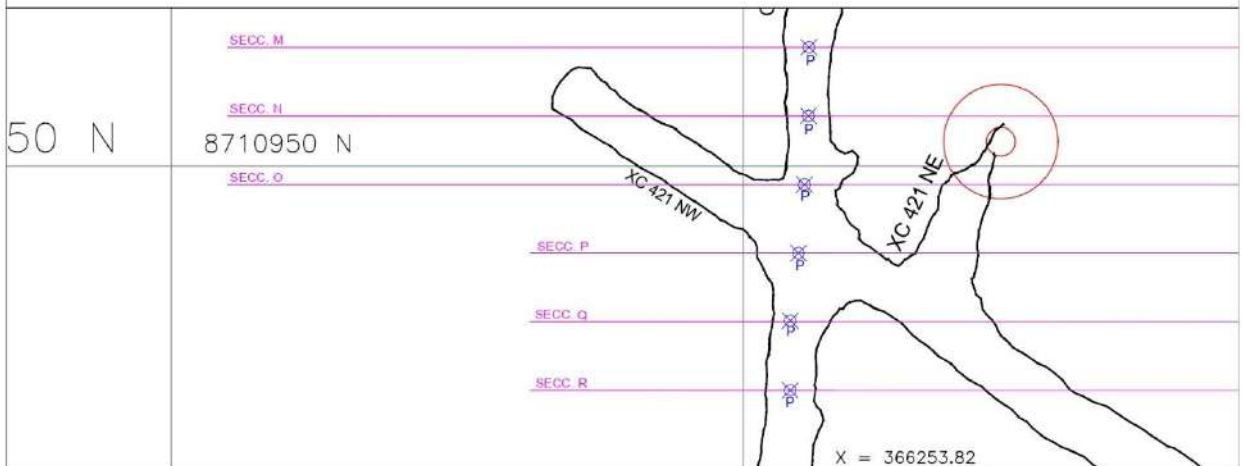
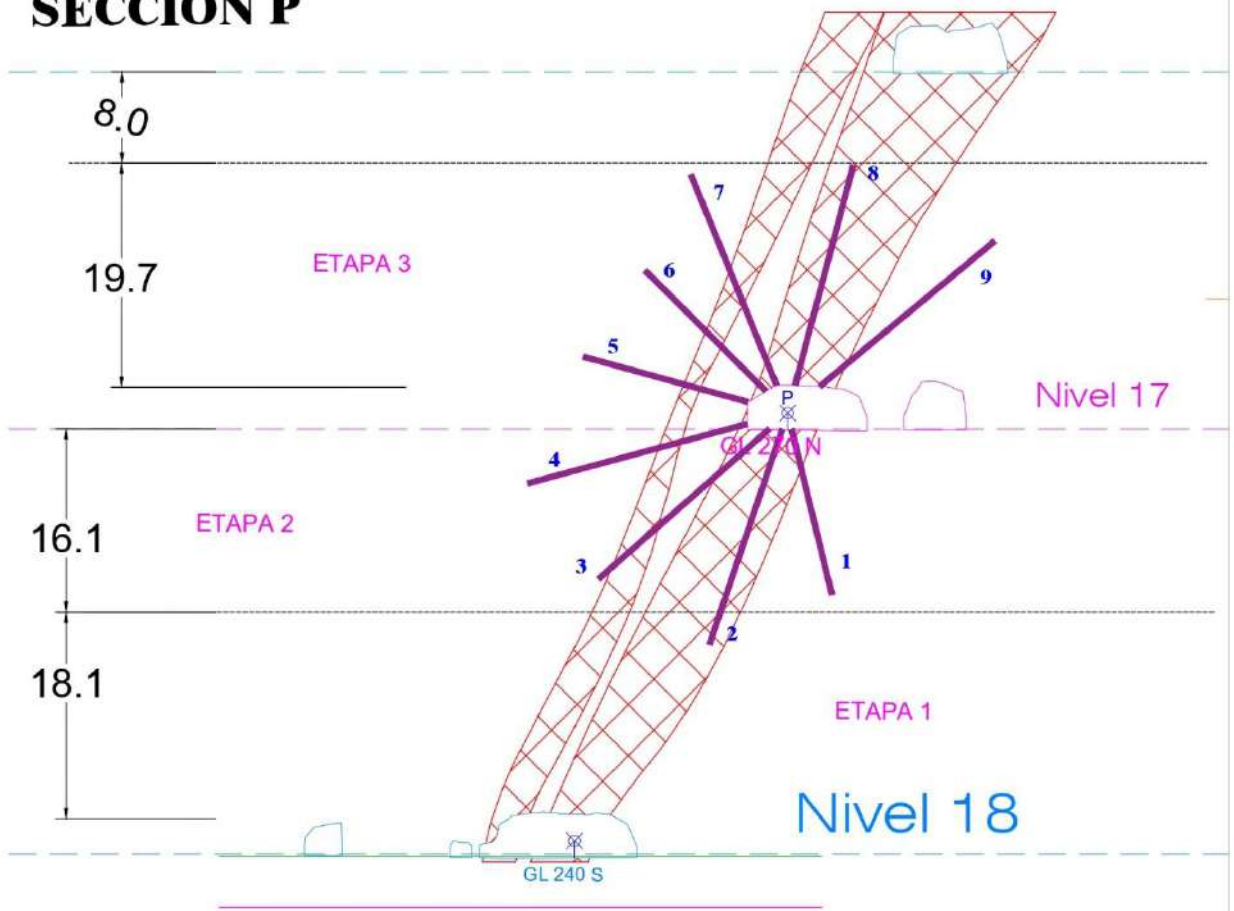
SECCION N					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		74°	
P	3	20.0m.		59°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
TOTAL =		195.0m.			

SECCION O



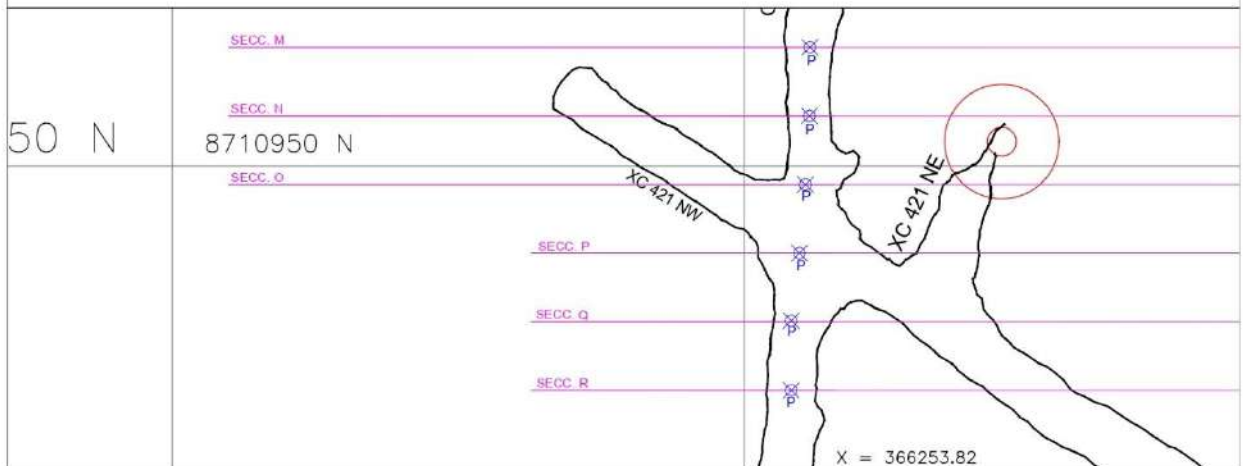
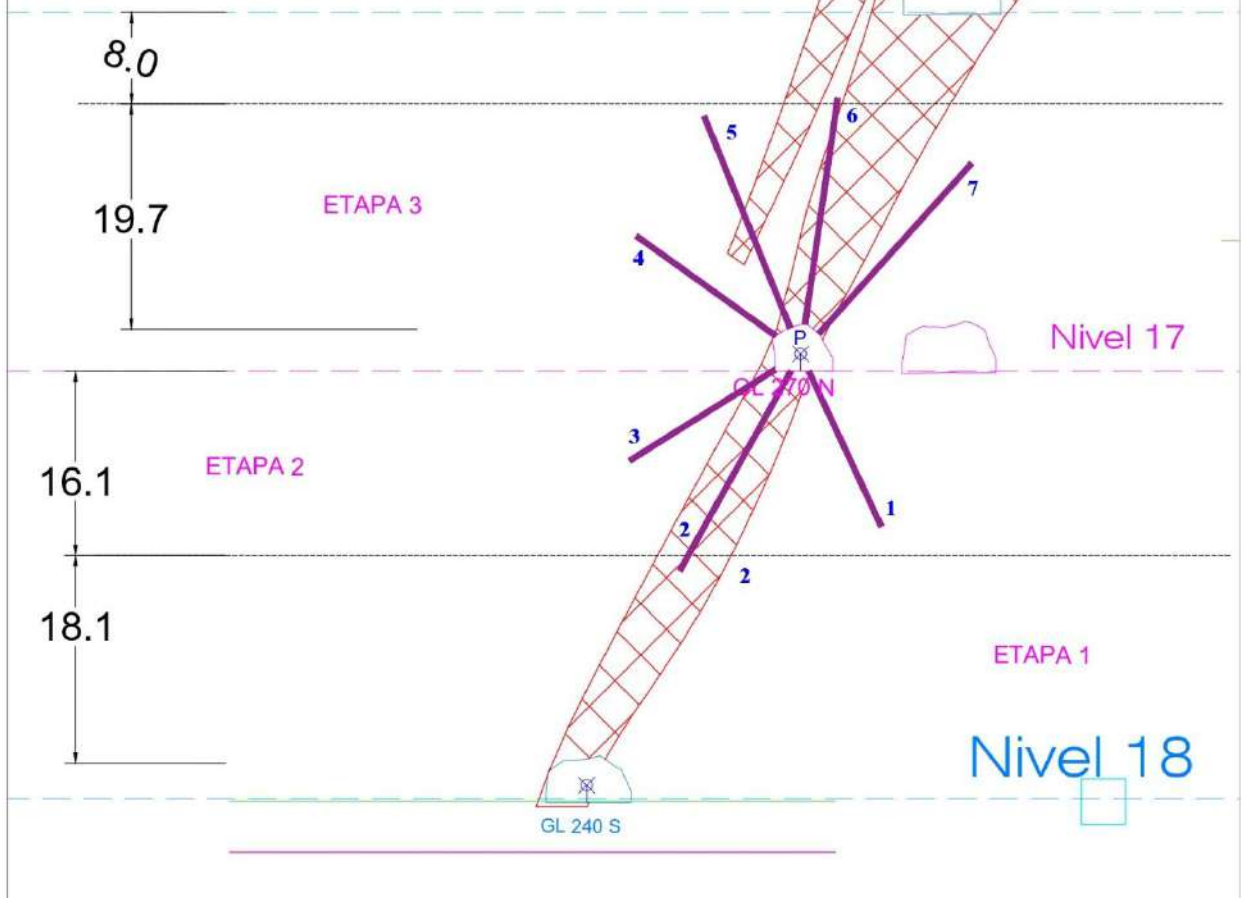
SECCION O					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		45°	
P	2	20.0m.		74°	
P	3	20.0m.		54°	
P	4	20.0m.		30°	
P	5	15.0m.		15°	
P	6	15.0m.		45°	
P	7	20.0m.		80°	
P	8	25.0m.		57°	
P	9	25.0m.		32°	
P	10	20.0m.		15°	
TOTAL =		195.0m.			

SECCION P



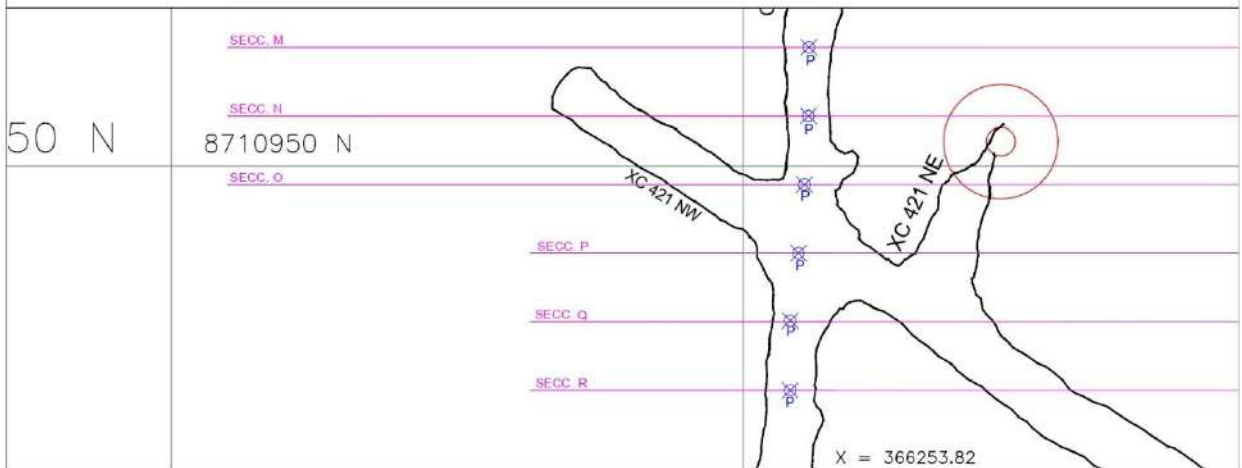
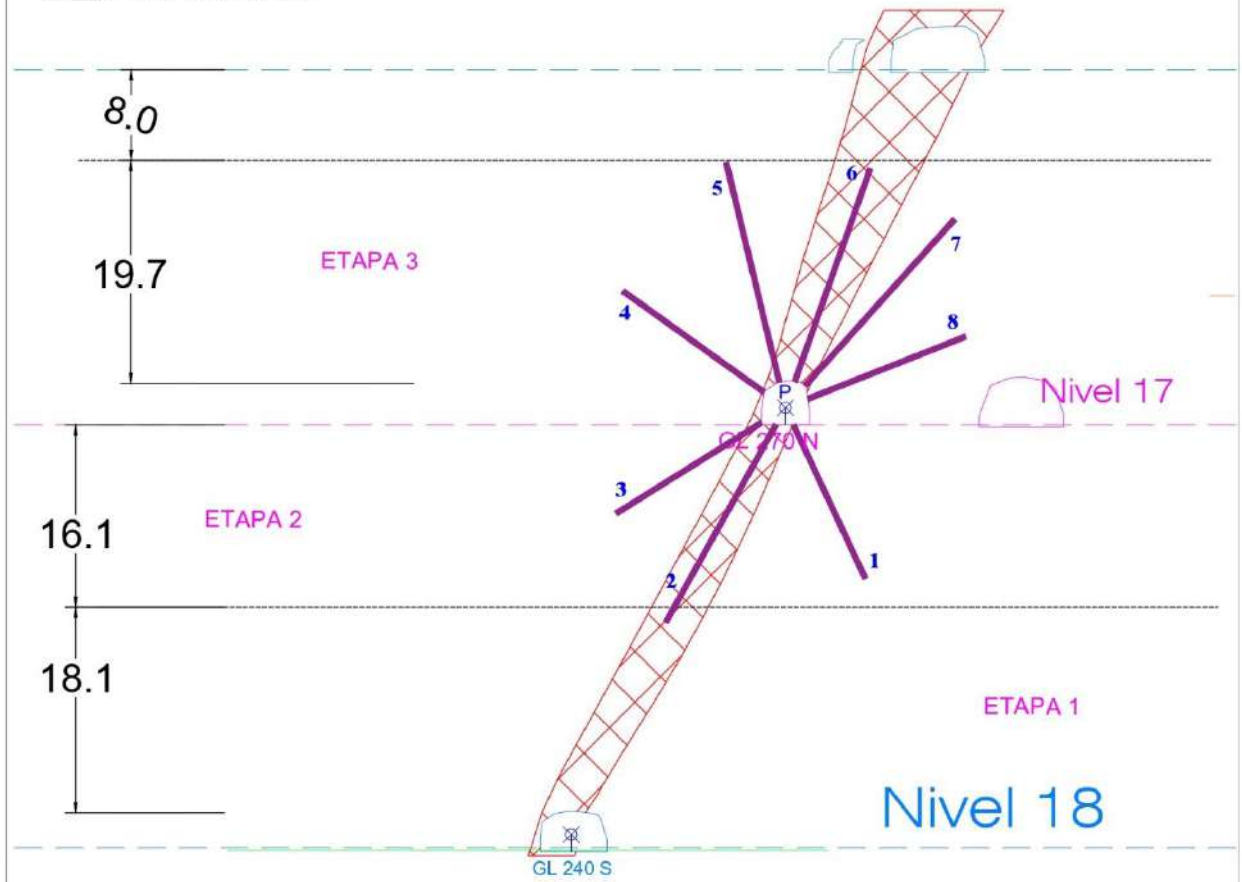
*****		N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
SECCION P		P 1	15.0m.		76°	
PILOTAJE		P 2	20.0m.		71°	
Nv 17		P 3	20.0m.		41°	
GL. 270 N		P 4	20.0m.		15°	
		P 5	15.0m.		15°	
		P 6	15.0m.		45°	
		P 7	20.0m.		68°	
		P 8	20.0m.		75°	
		P 9	20.0m.		40°	
		TOTAL =	165.0m.			

SECCION Q



SECCION Q					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		65°	
P	2	20.0m.		61°	
P	3	15.0m.		32°	
P	4	15.0m.		36°	
P	5	20.0m.		68°	
P	6	20.0m.		82°	
P	7	20.0m.		48°	
TOTAL =		130.0m.			

SECCION R



SECCION Q					
PILOTAJE					
Nv 17					
GL. 270 N					
	N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.
P	1	15.0m.		65°	
P	2	20.0m.		61°	
P	3	15.0m.		32°	
P	4	15.0m.		36°	
P	5	20.0m.		68°	
P	6	20.0m.		82°	
P	7	20.0m.		48°	
TOTAL =		130.0m.			