

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA PARA LA EXTRACCIÓN DEL
CUERPO MINERALIZADO; COMPAÑÍA MINERA CHUNGAR S.A.C. GRUPO
VOLCAN – LIMA.**

PRESENTADO POR:

Bach. ETMER CRUZ HUILLCA

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

Dr. Ing. CARLOS REYNALDO FRANCO
MÉNDEZ

CUSCO - PERU

2025

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada: "DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA PARA LA EXTRACCIÓN DEL CUERPO MINERALIZADO; COMPAÑIA MINERA CHUNGAR SAC. GRUPO VOLCAN-LIMA."

Presentado por: **Etmer CRUZ HUILLCA** DNI N° **42325492**

presentado por: DNI N°:

Para optar el título profesional/grado académico de **Ingeniero de MINAS**

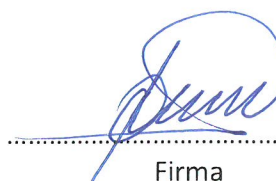
Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por **2** veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de **2**%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

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.	
Mayor 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** las primeras páginas del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, **30** de **Julio** de 20**25**



Firma

Post firma **Carlos Franco Méndez**

Nro. de DNI **23853023**

ORCID del Asesor **0000-0002-7799-3990**

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: **27259:477362700**

ETMER CRUZ HUILLCA

DISEÑO Y CONTRUCCION RAMPA.pdf

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:477362700

Fecha de entrega

30 jul 2025, 2:11 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

30 jul 2025, 2:32 p.m. GMT-5

Nombre de archivo

DISEÑO Y CONTRUCCION RAMPA.pdf

Tamaño de archivo

14.8 MB

214 Páginas

34.690 Palabras

195.728 Caracteres

2% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 15 palabras)

Fuentes principales

- 1%  Fuentes de Internet
- 0%  Publicaciones
- 1%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
1656 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

Mi gratitud se dirige, en primer lugar, al Altísimo, fuente de fuerza y esperanza. Agradezco profundamente a mis padres, cuyo respaldo permanente ha sido fundamental en mi recorrido. A mis hermanos, por ser una inspiración constante en cada etapa de este trayecto. Y, con un lugar muy especial en mi corazón, a Erika Rocio y a mi hijo Etsuo Eithan, quienes dan sentido a mis aspiraciones y se han convertido en el pilar que me impulsa a seguir construyendo mis sueños.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi profunda gratitud al Creador por mantenerme con vida y fortaleza para seguir avanzando. Reconozco también a mis docentes, quienes despertaron en mí el aprecio por el conocimiento y el deseo constante de mejorar. A mis padres, cuyo respaldo constante fue esencial en esta etapa decisiva, les guardo un agradecimiento sin límites.

INTRODUCCIÓN

La presente tesis denominado “Diseño y Construcción de la rampa para la extracción del cuerpo mineralizado; Compañía Minera Chungar S.A.C. Grupo Volcan – Lima” desarrollado por Etmer Cruz Huillca. La ubicación del proyecto Romina 2 (Puagjanca) está enmarcada en la zona de los andes centrales, a 115 km en línea recta al NE de la ciudad de Lima – Perú, cerca de la Unidad Alpamarca 4800 msnm, tiene el objetivo conocer los parámetros geomecánicos, técnicos y económicos para el diseño y ejecución de la rampa con fines de extracción de mineral para cumplir a cabalidad las funciones proyectadas.

El desarrollo del proyecto de la rampa está diseñado en cinco capítulos: En el Capítulo I se plantea la metodología, recolección de datos, el tipo de investigación, así mismo la formulación del problema, objetivos, hipótesis, variables, marco teórico y conceptual; el Capítulo II aborda el marco teórico, antecedentes de la investigación, bases teóricas y marco conceptual, el estudio geomecánico y los resultados del sistema de clasificación geomecánica del macizo rocoso; el Capítulo III presenta la metodología de la investigación, marco geográfico del yacimiento, las generalidades del proyecto (ubicación, accesibilidad), el entorno geológico y la descripción geológica del trazo de la rampa; en el Capítulo IV se da el diseño y construcción de la rampa en la cual detalla los diseños geométricos de la rampa, describe la propuesta del método constructivo y el ciclo de minado; y por último el Capítulo V concernientemente a los costos de ejecución, el cual expone los resultados técnicos, económicos obtenidos y su análisis, finalizando con la elaboración de las conclusiones y recomendaciones.

RESUMEN

El trabajo de tesis denominado “Diseño y Construcción de la rampa para la extracción del cuerpo mineralizado; Compañía Minera Chungar S.A.C. Grupo Volcan – Lima” realizado por Etmer Cruz Huillca. El Proyecto Romina 2–Puagjanca de la Compañía Minera Chungar S.A.C. se ubica en los andes centrales, a 115 km en línea recta al NE de la ciudad de Lima, departamento de Lima, provincia de Huaral, distrito de Santa Cruz de Andamarca, a una altitud media de 4700 m.s.n.m.

Gracias al trabajo investigativo desarrollado en el campo de estudio, las cuales fueron compilados, ordenados, analizados pertinentemente en cada tema propuesto en el desarrollo de la tesis, llegándose a determinar las siguientes características y resultados generales:

Respecto a las generalidades del proyecto, motivo del estudio, se abordaron temas como los aspectos geológicos del nivel regional y local, la geología de la zona de influencia del trazo de la rampa, información sismográfica de la zona, caracterizado como de bajo riesgo sísmico. En cuanto al estudio geomecánico podemos afirmar que se hizo en base a la ejecución de 2 taladros diamantinos y 13 estaciones geomecánicas distribuidos dentro del área de influencia del trazo de la rampa. Del estudio de estos taladros se determinó características del macizo rocoso, como el RQD (Rock Quality Designation) Designación de la Calidad de Roca, tipificado entre el rango 0% a 100% dando un valor promedio de 54% que representa a una extensión significativa del área de influencia del emplazamiento de la rampa proyectada referente al GSI (Geological Strength Index) Índice de Resistencia Geológica, estandarizado entre el rango de 0 a 100, realizado la interpretación visual de la estructura del macizo rocoso se estima una puntuación de 52 que equivale a una roca regular en el trazo de boca de rampa; el RMR (Rock Mass Rating) Clasificación de la Masa Rocosa, cuyo rango de valoración esta entre 0 a 100 producto de la evaluación y cálculo realizado se llegó a determinar que el RMR es igual a 55 que significa que se trata de una calidad de roca tipificada como roca de calidad regular; finalmente se determinó el Q (Tunnel Quality Index) Índice de la Calidad del Túnel, teniendo un parámetro de medición entre 0.001 a 1000, hecho los cálculos e interpretación se llegó a determinar un valor de Q igual a 9 que representa una calidad de roca media. En cuanto al diseño y edificación de la rampa, este se definió considerando condiciones geológicas del macizo rocoso. A partir de dichas características, se establecieron los parámetros técnicos fundamentales. En síntesis, la rampa presenta una sección visible de 5m de ancho por 4.5m de altura, equivalente a una sección efectiva de 21 metros cuadrados, con una longitud total de rampa de 850m y cuyas pendientes están distribuidos en 4 tramos donde la mayor longitud de la rampa tiene una pendiente de -12%, donde existe dos tramos

relevantes, un tramo con curvatura y el resto de tramos con longitudes lineales. Los criterios técnicos del diseño y ejecución de la rampa permitieron establecer, entre otros aspectos, la cantidad necesaria de perforaciones en el frente de avance principal. El resultado fue un total de 61 taladros, cada uno con una longitud efectiva de 3.84 metros, para la sección determinada se proyectaron 47 taladros cargados y 4 taladros de alivio de 102 mm, con corte quemado de 8 taladros cilíndrico de 45 mm; perforados con jumbo electrohidráulico. Para realizar la voladura se determinó un factor de carga de 2.78 kg/m^3 y un factor de potencia de 1.11 kg de explosivo/TM de roca a romper. Respecto a los costos de ejecución de la rampa para este efecto se llegó a determinar el tiempo de perforación por frente de 61 taladros con equipo jumbo electrohidráulico es de 4.04 horas; realizado el análisis y cálculos respectivos se determinó que los costos de perforación y voladura ascienden a 1,641.34 \$/disparo; así mismo la limpieza del material roto en un disparo con equipo scoop diésel de 6yd^3 para una distancia de 200m hasta la cámara de acumulación los costos de limpieza ascienden a 461.55 \$/disparo de 171.49TM; y los costos de transporte asciende a 194,001.42 \$; los costos de ventilación, sostenimiento y servicios auxiliares ascienden a 1'614,212.61 \$, con ayuda de los datos anteriores y cálculos respectivos se obtuvo un costo general que incluye la construcción de la rampa principal y construcción las cámaras auxiliares ascendiendo a un total general de 4'365,877.32 \$.

Palabra Clave: Comportamiento geomecánico, macizo rocoso, diseño, construcción de la rampa.

ABSTRACT

The thesis work entitled "Design and Construction of the ramp for the extraction of the mineralized body; Chungar Mining Company S.A.C. Volcan Group - Lima" carried out by Etmer Cruz Huillca. The Romina 2-Puagjanca Project of Chungar Mining Company S.A.C. is located in the central Andes, 115 km in a straight line NE of the city of Lima, department of Lima, province of Huaral, district of Santa Cruz de Andamarca, at an average altitude of 4700 m.a.s.l.

Thanks to the research work carried out in the field of study, which were compiled, organized, and analyzed appropriately in each topic proposed in the development of the thesis, the following general characteristics and results were determined:

Regarding the project's general aspects, the study addressed topics such as regional and local geological aspects, the geology of the area of influence of the ramp's layout, and seismographic information on the area, which is characterized as having low seismic risk. Regarding the geomechanical study, we can confirm that it was based on the execution of two diamond drill holes and 13 geomechanical stations distributed within the area of influence of the ramp's layout. From the study of these drills, characteristics of the rock mass were determined, such as the RQD (Rock Quality Designation), classified between the range of 0% to 100%, giving an average value of 54% which represents a significant extension of the area of influence of the projected ramp site in reference to the GSI (Geological Strength Index), standardized between the range of 0 to 100, once the visual interpretation of the rock mass structure was carried out, a score of 52 was estimated, which is equivalent to a regular rock in the ramp mouth pattern; the RMR (Rock Mass Rating) Rock Mass Classification, whose valuation range is between 0 to 100, as a result of the evaluation and calculation carried out, it was determined that the RMR is equal to 55, which means that it is a rock quality classified as regular quality rock; finally, the Q (Tunnel Quality Index) was determined, having a measurement parameter between 0.001 and 1000, after the calculations and interpretation, a Q value equal to 9 was determined, which represents an average rock quality. Regarding the design and construction of the ramp, this was defined considering the geological conditions of the rock mass. Based on these characteristics, The fundamental technical parameters were established. In summary, the ramp has a visible section measuring 5 m wide by 4.5 m high, equivalent to an effective section of 21 square meters, with a total ramp length of 850 m. The slopes are distributed over four sections. The longest section has a gradient of -12%. There are two significant sections: one curved section, and the remaining sections have linear lengths. The technical criteria for the design and execution of the ramp made it possible to establish, among other aspects, the necessary number of perforations in the main advance face.

The result was a total of 61 drill holes, each with an effective length of 3.84 meters. For the determined section, 47 loaded holes and 4 relief holes of 102 mm were projected, with a burn cut of 8 cylindrical holes of 45 mm; drilled with electrohydraulic jumbo. To carry out the blasting, a load factor of 2.78 kg/m³ and a power factor of 1.11 kg of explosive/MT of rock to be broken were determined. Regarding the costs of executing the ramp for this purpose, it was determined that the drilling time per face of 61 holes with electrohydraulic jumbo equipment is 4.04 hours; Once the respective analysis and calculations were carried out, it was determined that the drilling and blasting costs amount to \$1,641.34/shot; likewise, the cleaning of the broken material in a shot with 6 yd³ diesel sccop equipment for a distance of 200m to the accumulation chamber, the cleaning costs amount to \$461.55/shot of 171.49TM; and the transportation costs amount to \$194,001.42; the costs of ventilation, maintenance and auxiliary services amount to \$1,614,212.61, with the help of the previous data and respective calculations, a general cost was obtained that includes the construction of the main ramp and construction of the auxiliary chambers amounting to a grand total of \$4,365,877.32.

Keyword: Geomechanical behavior, rock mass, design, ramp construction.

ÍNDICE

DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTO.....	3
INTRODUCCIÓN.....	4
RESUMEN	5
ABSTRACT	7
ÍNDICE.....	9
ÍNDICE DE TABLAS	13
ÍNDICE DE FIGURAS	16
ÍNDICE DE ANEXOS	20
CAPÍTULO I: DISEÑO METODOLÓGICO	21
1.1. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	21
1.1.1. Formulación del Problema	22
1.2. OBJETIVOS.....	22
1.2.1. Objetivo General	22
1.2.2. Objetivos Específicos	22
1.3. Justificación y Delimitación del Estudio.....	22
1.3.1. Justificación del Estudio.....	22
1.3.2. Delimitación del Estudio	23
1.4. HIPÓTESIS	23
1.4.1. Hipótesis General	23
1.4.2. Hipótesis Específicas.....	23
1.5. Variables e Indicadores	23
1.5.1. Variables Independientes	23
1.5.2. Variables Dependientes.....	23
CAPÍTULO II: MARCO TEORICO	27

2.1. Antecedentes de la investigación.....	27
2.2.1. Estaciones Geomecánicas.....	42
2.2.2. Resumen de las estaciones geomecánicas	46
2.2.3. Perforaciones diamantinas.....	46
2.2.4. Mapeos geomecánicos realizados de la rampa principal.....	48
2.2.5. Cálculo de RMR.....	49
2.2.6. Resumen Mapeo Geomecánico	50
2.2.7. Sondajes.....	52
2.2.8. Análisis de la fracturación	54
2.2.9. Toma de muestras.....	56
2.2.10. Ensayos de resistencia	57
2.2.11. Definición geométrica y funcional de la rampa	58
2.2.12. Método constructivo.....	59
2.2.13. Prediseño de los sostenimientos	59
2.2.14. Clasificaciones geomecánicas	60
2.2.15. Sostenimientos propuestos	64
2.2.16. Portal de la rampa.....	64
2.2.17. Diseño de la excavación	66
2.3. Marco conceptual	67
2.3.14. Rampas	67
2.3.14.1. Tipos de Rampas	68
CAPÍTULO III: MARCO GEOGRÁFICO Y GEOLÓGICO DEL ÁREA DE ESTUDIO	75

3.1.	Marco Geográfico.....	75
3.2.	Entorno Físico	75
3.2.1.	Ubicación del área de estudio.....	75
3.2.2.	Accesibilidad	77
3.2.3.	Clima y Vegetación	78
3.2.4.	Geomorfología.....	78
3.3.	Entorno Geológico	79
3.3.1.	Geología General.....	79
3.3.2.	Geología Regional	81
3.3.3.	Geología Distrital	81
3.4.	Geología Local	82
3.4.1.	Geología Económica	84
3.4.2.	Reservas Minerales.....	85
3.4.3.	Mapeo Geológico	85
3.4.4.	Descripción geológica del trazado de rampa.....	86
3.4.5.	Sismicidad	92
	CAPÍTULO IV: DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA	96
4.1.	DISEÑO DE LA RAMPA	96
4.1.1.	Diseño Geométrico de la Rampa.....	96
4.1.3.	Diseño y cálculo de labores auxiliares	106
4.2.	CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA	111
4.2.1.	Métodos de construcción de la rampa	111
4.2.2.	CICLO DE MINADO	112

4.2.3.	Construcción de cámara de acumulación de material	184
4.2.4.	Dimensionamiento de Equipos.....	186
CAPÍTULO V: COSTOS DE EJECUCIÓN DE LA RAMPA		187
5.1.	Datos Generales.....	187
5.2.	COSTO DE CICLO DE MINADO.....	188
5.2.1.	Costo de PERFORACIÓN con equipo Jumbo.....	188
5.2.2.	Costo de VOLADURA	193
5.2.3.	Costo de LIMPIEZA	194
5.2.4.	Costo de TRANSPORTE	195
5.2.5.	Costo de DESATADO	195
5.2.6.	Costo de SOSTENIMIENTO	196
5.2.7.	Costo de SERVICIOS AUXILIARES	199
5.2.8.	Costo de Ventilación	200
5.2.9.	Costo de Bombeo	200
5.2.10.	Gastos Generales	202
5.3.	RESUMEN DE COSTO TOTAL	205
5.4.	Costo de Ejecución.....	205
5.5.	Tiempo de Ejecución.....	206
CONCLUSIONES		207
RECOMENDACIONES		208
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA.....		209
ANEXOS		210

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	<i>Tabla de Variables e Indicadores.....</i>	24
Tabla 2	<i>Tabla de procesamiento y análisis de los datos</i>	26
Tabla 3	<i>Escala de meteorización de la roca según ISRM.</i>	44
Tabla 4	<i>Escala de meteorización de la roca según ISRM.</i>	45
Tabla 5	<i>Situación y resumen de las estaciones geomecánicas realizadas.</i>	46
Tabla 6	<i>Perforaciones diamantinas ejecutadas para Rampa Romina 2.</i>	46
Tabla 7	<i>Mapeos Geomecánicos realizados de la rampa (-) 12%, 850m.....</i>	49
Tabla 8	<i>Familias de juntas obtenidas del análisis estructural de la rampa.....</i>	55
Tabla 9	<i>Resumen de muestras obtenidas para ensayo.</i>	57
Tabla 10	<i>Resultados de ensayos de carga puntual (Point Load).</i>	57
Tabla 11	<i>Resultados de ensayos de golpeo con martillo Schmidt.</i>	58
Tabla 12	<i>Evaluación del E.S.R.</i>	61
Tabla 13	<i>Parámetros para el prediseño mediante el Ábaco de Barton.</i>	62
Tabla 14	<i>Sostenimientos propuestos.....</i>	64
Tabla 15	<i>Programa de avances</i>	75
Tabla 16	<i>Vías de acceso (Lima - Proyecto).....</i>	77
Tabla 17	<i>Clima y vegetación.</i>	78
Tabla 18	<i>Geomorfología de la mina Chungar.....</i>	79
Tabla 19	<i>Informe de reservas de mineral del área de geología</i>	85
Tabla 20	<i>Factor Z para cada zona sísmica.</i>	94
Tabla 21	<i>Clasificación de los perfiles de suelo</i>	95
Tabla 22	<i>Dimensión de labor principal en el proyecto</i>	98
Tabla 23	<i>Dimensiones de Labores Mineras referenciales.</i>	101
Tabla 24	<i>Dimensión de la Rampa Principal en el proyecto.....</i>	101
Tabla 25	<i>Labores auxiliares: Se considera las siguientes labores.</i>	101
Tabla 26	<i>Cuadro general de labores del proyecto.</i>	110
Tabla 27	<i>Valores de coeficiente de roca</i>	121
Tabla 28	<i>Escala de Tiempos Nominales de Retardo (Serie Nacional).....</i>	136
Tabla 29	<i>Resumen de voladura.....</i>	143
Tabla 30	<i>Parámetros de diseño de la rampa principal</i>	147
Tabla 31	<i>Parámetros de perforación de la rampa</i>	147
Tabla 32	<i>Parámetros de explosivos y accesorios</i>	148
Tabla 33	<i>Parámetros de diseño de la cámara de carguío.....</i>	154
Tabla 34	<i>Parámetros de perforación de la cámara de carguío</i>	155

Tabla 35	<i>Parámetros de explosivos y accesorios</i>	155
Tabla 36	<i>Diseño de distribución según tipo de taladros</i>	156
Tabla 37	<i>Parámetros de diseño de la cámara de bombeo</i>	158
Tabla 38	<i>Parámetros de perforación de la cámara de bombeo</i>	159
Tabla 39	<i>Parámetros de explosivos y accesorios</i>	159
Tabla 40	<i>Parámetros de diseño del refugio</i>	162
Tabla 41	<i>Parámetros de perforación del refugio</i>	162
Tabla 42	<i>Parámetros de explosivos y accesorios</i>	163
Tabla 43	<i>Parámetros de Perforación y Voladura</i>	164
Tabla 44	<i>Tiempos de ciclo del camión volquete – zona de botadero en superficie</i>	166
Tabla 45	<i>Cronograma de actividades en sostenimiento</i>	176
Tabla 46	<i>Requerimiento de aire</i>	178
Tabla 47	<i>Requerimiento de aire del personal y equipo</i>	178
Tabla 48	<i>Característica del ventilador</i>	179
Tabla 49	<i>Parámetros de ventilación</i>	179
Tabla 50	<i>Dimensionamiento de equipos</i>	186
Tabla 51	<i>Resumen general de precios unitarios</i>	190
Tabla 52	<i>Precios Unitarios - ACEROS DE PERFORACION</i>	190
Tabla 53	<i>Precios Unitarios – EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</i>	190
Tabla 54	<i>Precios Unitarios – OTROS MATERIALES</i>	191
Tabla 55	<i>Costos directo de aceros de perforación con Jumbo</i>	192
Tabla 56	<i>Costos directo de voladura con Jumbo</i>	193
Tabla 57	<i>Análisis de precios unitarios</i>	194
Tabla 58	<i>Costos directo de acarreo</i>	194
Tabla 59	<i>Análisis de precios unitarios</i>	195
Tabla 60	<i>Costos directo de desatado</i>	195
Tabla 61	<i>Análisis de precios unitarios</i>	196
Tabla 62	<i>Análisis de precios unitarios</i>	197
Tabla 63	<i>Análisis de precios unitarios</i>	197
Tabla 64	<i>Análisis de precios unitarios</i>	198
Tabla 65	<i>Análisis de precios unitarios</i>	198
Tabla 66	<i>Costos directo de sostenimiento</i>	199
Tabla 67	<i>Totalizando todos estos rubros en la hoja “Servicios Auxiliares”</i>	199
Tabla 68	<i>Costos de ventilación</i>	200
Tabla 69	<i>Análisis de precios unitarios</i>	200

Tabla 70 <i>Análisis de precios unitarios</i>	201
Tabla 71 <i>Costos directo de ventilación y bombeo</i>	201
Tabla 72 <i>Estructura de gastos generales</i>	202
Tabla 73 <i>Factor de gasto general</i>	203
Tabla 74 <i>Dimensionamiento de equipos</i>	203
Tabla 75 <i>Costo horario de equipos</i>	204
Tabla 76 <i>Presupuesto movilización y desmovilización de equipos</i>	204
Tabla 77 <i>Resumen de costos de ejecución</i>	205
Tabla 78 <i>Resumen de cronograma de actividades</i>	206

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	<i>Secciones para cálculo del método de Holmberg</i>	29
Figura 2	<i>Muestra para el análisis de RQD</i>	31
Figura 3	<i>Tabla RMR.</i>	33
Figura 4	<i>Planta del trazado en proyecto.</i>	41
Figura 5	<i>Planta del trazado en proyecto.</i>	41
Figura 6	<i>Representación en profundidad del trazado de la rampa propuesta</i>	42
Figura 7	<i>Plano Geomecánico-Geotécnico vista en perfil</i>	48
Figura 8	<i>Plano Geomecánico vista en planta</i>	50
Figura 9	<i>EG-01</i>	50
Figura 10	<i>EG-02</i>	51
Figura 11	<i>EG-11</i>	51
Figura 12	<i>PGJ-17-037 Sondaje Inclinado (50°)</i>	52
Figura 13	<i>PGJ-17-037 Sondaje vertical (90°)</i>	53
Figura 14	<i>Contornos de concentración de polos, a partir de las estaciones geomecánicas EG-01 a EG-11.</i>	55
Figura 15	<i>Detalle de la estratificación vertical observada en la EG-01, en este caso se registran buzamientos tanto hacia el NE como hacia el SW</i>	56
Figura 16	<i>Sección geométrica de la rampa - Sección interior de la rampa.</i>	58
Figura 17	<i>Determinación, aproximada, del sostenimiento de una rampa.</i>	62
Figura 18	<i>Prediseño mediante clasificaciones geomecánicas, extraída del “Informe Anual Compañía Minera Volcán”.</i>	63
Figura 19	<i>Diseño del paraguas de micropilotes descrito</i>	66
Figura 20	<i>Sección de sostenimiento en el portal y visera de protección.</i>	66
Figura 21	<i>Diseño del portal de entrada en fase de excavación.</i>	67
Figura 22	<i>Proyecto Rampa</i>	67
Figura 23	<i>Rampa Inclínada</i>	68
Figura 24	<i>Rampa en Espiral</i>	69
Figura 25	<i>Rampa en ZigZag</i>	70
Figura 26	<i>Proyecto Romina 2</i>	76
Figura 27	<i>Ubicación de Proyecto Puagjanca - Romina2</i>	76
Figura 28	<i>Ubicación de Proyecto Puagjanca - Romina2</i>	77
Figura 29	<i>Se muestra extracto del mapa geológico regional</i>	80
Figura 30	<i>Extracto del mapa geológico regional, y leyenda de las principales unidades que afectan al sector de estudio (INGEMMET).</i>	80

Figura 31	<i>Columna estratigráfica representativa de los materiales descritos.</i>	81
Figura 32	<i>Alteración del cuerpo Puagjanca-Romina2</i>	82
Figura 33	<i>Geológico</i>	86
Figura 34	<i>Geomecánico</i>	86
Figura 35	<i>Mapa de zonificación sísmica de Perú</i>	93
Figura 36	<i>Vista Sección Longitudinal de la Rampa</i>	98
Figura 37	<i>Vista el Planta Rampa Romina II</i>	99
Figura 38	<i>Vista de Perfil Rampa Romina II</i>	100
Figura 39	<i>Diseño de Rampa Principal</i>	102
Figura 40	<i>Proyecto de la Rampa</i>	103
Figura 41	<i>Rampa diferencia de Cotas</i>	104
Figura 42	<i>Rampa radio de giro</i>	104
Figura 43	<i>Diseño de Cámara de Acumulación</i>	106
Figura 44	<i>Diseño de Cámara de Carguío</i>	107
Figura 45	<i>Vista en planta de Cámaras de Carguío</i>	107
Figura 46	<i>Diseño de Cámara de Bombeo</i>	108
Figura 47	<i>Diseño de refugio</i>	109
Figura 48	<i>Diseño de Cuneta</i>	110
Figura 49	<i>Secuencia de Voladura de Recorte</i>	111
Figura 50	<i>Construcción de la rampa a plena sección</i>	111
Figura 51	<i>Perforadora Jumbo Electrohidráulico Atlas Copco Boomer S1D</i>	113
Figura 52	<i>Características de la perforadora se detallan a continuación:</i>	113
Figura 53	<i>Dimensiones de la perforadora se detallan a continuación:</i>	114
Figura 54	<i>Radio de giro de la perforadora Atlas Copco S1D</i>	114
Figura 55	<i>Componentes principales del Jumbo Electrohidráulico</i>	115
Figura 56	<i>Broca de botones de 45 mm de diámetro</i>	117
Figura 57	<i>Barra de perforación de 14 pies para jumbo</i>	117
Figura 58	<i>Adaptador de barra de perforación</i>	118
Figura 59	<i>Principio de perforación mecanizada</i>	118
Figura 60	<i>Equipamiento Tophammer, Compañía Minera Chungar</i>	119
Figura 61	<i>Diseño de sección transversal de la rampa principal</i>	120
Figura 62	<i>Diseño de Malla de Perforación</i>	122
Figura 63	<i>Diseño de la malla de perforación</i>	123
Figura 64	<i>Diseño de la malla de perforación</i>	124
Figura 65	<i>Diseño de la malla de perforación</i>	125

Figura 66 <i>Diseño de Malla de perforación</i>	126
Figura 67 <i>Diseño de taladros</i>	127
Figura 68 <i>Emulsiones</i>	130
Figura 69 <i>Explosivos y accesorios</i>	131
Figura 70 <i>Tipos de faneles</i>	134
Figura 71 <i>Características técnicas de fanel</i>	134
Figura 72 <i>Partes de un fanel</i>	135
Figura 73 <i>Cordón detonante</i>	137
Figura 74 <i>Características del cordón detonante</i>	137
Figura 75 <i>Partes del cordón detonante</i>	137
Figura 76 <i>Carmex</i>	138
Figura 77 <i>Características del carmex</i>	139
Figura 78 <i>Mecha rápida</i>	140
Figura 79 <i>Diseño de taladros de la rampa principal</i>	144
Figura 80 <i>Diseño de distribución según tipo de taladros</i>	145
Figura 81 <i>Diseño de diseño de carga por taladro se detalla a continuación</i>	145
Figura 82 <i>Diseño de taladros de la cámara de acumulación</i>	148
Figura 83 <i>Diseño de distribución según tipo de taladros</i>	149
Figura 84 <i>Diseño de carga por taladro se detalla a continuación</i>	149
Figura 85 <i>Diseño de taladros de la cámara de carguío</i>	152
Figura 86 <i>El diseño de carga por taladro</i>	153
Figura 87 <i>Diseño de taladros de la cámara de bombeo</i>	156
Figura 88 <i>Diseño de taladros de refugio</i>	160
Figura 89 <i>El diseño de carga por taladro</i>	161
Figura 90 <i>Diseño de amarre</i>	163
Figura 91 <i>Tipos de sostenimiento</i>	168
Figura 92 <i>Malla eslabonada</i>	169
Figura 93 <i>Malla electrosoldada</i>	170
Figura 94 <i>Perno Helicoidal</i>	171
Figura 95 <i>Instalación de pernos</i>	172
Figura 96 <i>Instalación de perno helicoidal</i>	172
Figura 97 <i>Instalación de malla más perno helicoidal</i>	172
Figura 98 <i>Instalación de pernos helicoidales</i>	173
Figura 99 <i>Instalación de pernos helicoidales</i>	175
Figura 100 <i>Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas SPM</i>	176

Figura 101 Ventilador de tipo axial	177
Figura 102 Sistema de ventilación isométrico.....	179
Figura 103 Diseño de sumideros y cámaras de bombeo	180
Figura 104 Diseño de cámara de bombeo.....	181
Figura 105 Cámara de bombeo	181
Figura 106 Poza de bombeo	182
Figura 107 Tipo de bomba a utilizar	182
Figura 108 Bomba Major	183
Figura 109 Sistema de bombeo en serie	183
Figura 110 Diseño de cámara de acumulación.....	184
Figura 111 Diseño de cámara de acumulación/cámara de carguío	185

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1 Interpretación de valores de GSI (Goodman, 1989)	210
Anexo 2 Interpretación de valores de RQD (Deere, 1964).....	210
Anexo 3 Interpretación de valores de RMR (Bieniawski, 1989).....	210
Anexo 4 Interpretación del índice Q (Barton, 1974)	211
Anexo 5 (ESTACIONES GEOMECÁNICAS)	212
Anexo 6 (SONDAJES)	213
Anexo 7 (PLANOS).....	214

CAPÍTULO I:

DISEÑO METODOLÓGICO

1.1. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Actualmente en la Compañía Minera Chungar S.A.C, del Grupo Volcán, tiene problemas de agotamiento de reservas de mineral, las que han estado disminuido considerablemente por la continua explotación y antigüedad de las unidades mineras del Grupo Volcan. Debido a esta problemática se está ejecutando proyectos de exploración Greenfield como lo es el proyecto Romina; con la finalidad de incrementar nuevos recursos minerales en los distintos sectores de sus denuncios mineros.

En la fase de exploración superficial; Se realizaron perforaciones diamantinas donde se logró confirmar la existencia de un cuerpo mineralizado a profundidad con leyes económicamente explotables.

En base a estudios geológicos referentes al tipo de yacimiento del mineral, volumen de mineral, calidad del mineral existente y viabilidad económica, se presenta el problema y la necesidad de analizar para poder optar cuál de los sistemas de extracción seria económicamente la más adecuada; finalmente haciendo el análisis de las diferentes alternativas y tomando en cuenta la Geomorfología y la Geomecánica de la zona se propone construir una rampa de 850 metros con pendiente descendente desde la superficie, que servirá como vía principal para acceder y extraer el cuerpo mineralizado.

Esto posibilitará llegar al cuerpo mineralizado incrementando de esta manera las reservas económicamente explotables, como también podrá servir como acceso al yacimiento para su explotación.

1.1.1. Formulación del Problema

1.1.1.1. Problema General

¿En qué medida influye conocer los parámetros geomecánicos para el diseño y ejecución de la rampa con fines de extracción de mineral en la Compañía Minera Chungar S.A.C.?

1.1.1.2. Problema Específicos

- ¿Cuáles son los parámetros geomecánicos del tramo de la rampa proyectada en el macizo rocoso?
- ¿Cuál será el diseño y parámetros técnicos de construcción de la rampa para cumplir la función de extracción del cuerpo mineralizado?
- ¿Cuáles son los parámetros económicos de construcción de la rampa para la extracción de mineral para cumplir a cabalidad las funciones proyectadas?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. Objetivo General

Determinar en qué medida influye los estudios geomecánicos del macizo rocoso en el diseño y ejecución pertinente de la rampa para la extracción del cuerpo mineralizado en la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Determinar los parámetros geomecánicos para el diseño y ejecución de la rampa con fines de extracción de mineral.
- Determinar el diseño y parámetros técnicos de construcción de la rampa para cumplir la función de extracción del cuerpo mineralizado.
- Determinar los parámetros económicos de construcción de la rampa para la extracción de mineral para cumplir a cabalidad las funciones proyectadas.

1.3. Justificación y Delimitación del Estudio

1.3.1. Justificación del Estudio

El agotamiento de recursos mineros junto al aumento de precios de metales provoca que constantemente las compañías mineras busquen nuevos recursos explotables que sean económicamente viables, esto también implica buscar medios para poder acceder a los cuerpos mineralizados, es así que la Compañía Minera Chungar – Volcan tiene la necesidad de ejecutar estos proyectos.

Mi trabajo de investigación expone uno de esos métodos, que es mediante la construcción de una rampa negativa; este trabajo de investigación permitirá mostrar y evaluar el beneficio que implica la construcción de esta, basados en datos e información geológica, geomecánica y de costos. Además, que podrá ser un aporte académico y podrá servir como marco de referencia en futuros trabajos de investigación en el diseño y construcción de rampas.

1.3.2. Delimitación del Estudio

La zona de estudio pertenece a la unidad de la Compañía Minera Chungar SAC – Grupo Volcan, dentro del Proyecto Romina – Ejecución de Rampa de Acceso. Está ubicada en una meseta entre las cordilleras Occidental y Oriental, en Junín – Cerro de Pasco, a 4,700 m s.n.m., en el distrito de Santa Cruz de Andamarca, provincia de Huaral, departamento de Lima.

1.4. HIPÓTESIS

1.4.1. Hipótesis General

Si se conoce los parámetros geomecánicos del macizo rocoso, entonces el diseño y ejecución de la rampa se dará en condiciones seguras y estables para cumplir sus funciones proyectadas en la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.4.2. Hipótesis Específicas

- Disponer de datos y parámetros confiables del macizo rocoso en el tramo de la rampa, que nos permita tomar decisiones pertinentes para ejecutar la rampa con seguridad.
- Contar con el diseño geométrico y parámetros técnicos de construcción de la rampa para cumplir la función de extracción del cuerpo mineralizado.
- Conocer los parámetros económicos de construcción de la rampa para la extracción de mineral para cumplir a cabalidad las funciones proyectadas.

1.5. Variables e Indicadores

1.5.1. Variables Independientes

- Características geomecánicas del macizo rocoso en la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.5.2. Variables Dependientes

- Rampa con diseño y ejecución se dará en condiciones seguras y estables para cumplir sus funciones proyectados en la Compañía Minera Chungar S.A.C.

Tabla 1*Tabla de Variables e Indicadores*

Variable Independiente	Indicadores
Características Geomecánicas del Macizo Rocoso	- RQD: Índice de calidad de la roca - RMR: Clasificación de la masa rocosa - Q: Índice de la calidad del túnel - GSI: Índice de resistencia geológica
Variable Dependiente	Indicadores
Diseño y Construcción de la Rampa	- Diseño de malla de perforación - Diseño de voladura FC (kg/m³) - Eficiencia de perforación y voladura (avance) - Granulometría - Costos de explosivos (\$/Kg) - Costo de sostenimiento (\$/m²) - Costo de construcción de la rampa(\$/m)

Nota. La tabla muestra las variables independientes e dependientes con sus respectivos indicadores, para el desarrollo del presente trabajo de investigación.

1.6. DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.6.1. Tipo de Investigación

Es Descriptiva, se inicia con la identificación constructiva de la rampa, explicando los motivos de ejecución y descripción de componentes del mismo estableciendo el nivel de importancia del mismo para la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.6.1.1. Nivel de Investigación

Es Descriptiva y Cuantitativa, por los objetivos que se persigue.

1.6.2. Población y Muestra

1.6.2.1. Población

Abarca a las actividades de la labor de ejecución de una rampa.

1.6.2.2. Muestra

Comprende características y valores geomecánicos del macizo rocoso para llevar a cabo la construcción de la rampa.

1.6.3. Técnicas, instrumentación de recolección de datos

a) Trabajos de Campo:

- Recolección de datos referenciales
- Características topográficas, geológicas y geomecánicas

b) Trabajos Gabinete:

- Utilización de planos geológicos
- Mapeo geomecánico
- Resolución de índices de geomecánica
- Parámetros operacionales mineros
- Determinación de costos unitarios

La recopilación de información se llevó a cabo de dos maneras: primero, mediante la participación directa en proyectos relacionados con productividad, operaciones y planeamiento; y segundo, a través de una revisión bibliográfica exhaustiva de fuentes primarias y secundarias, que incluye artículos científicos, tesis, libros, documentos digitales, informes empresariales, entre otros materiales relevantes. Esta fase de investigación documental tiene como propósito sustentar el análisis y desarrollo de una metodología práctica y eficaz que facilite la toma de decisiones en la selección y aplicación del método de construcción subterránea más adecuado.

Instrumentos

- Procesamiento Numérico: Análisis de valoración del macizo rocoso.
- Procesamiento Computarizado: Secuencia de operaciones.
- Aplicación metodológica propuesta como una ayuda para evaluar y tomar decisiones en la aplicación del Método de Construcción Subterránea. “Mecanizada”.

1.6.4. Forma de Tratamiento de los Datos

Para llevar a cabo una adecuada interpretación se utilizarán programas informáticos especializados. La evaluación de los datos será tanto técnica como operativa, permitiendo validar la aplicación del método mecanizado de construcción subterránea. Este tratamiento se elabora con herramientas digitales para garantizar su precisión en el procesamiento y utilidad en la toma de decisiones constructivas:

Tabla 2

Tabla de procesamiento y análisis de los datos

SOFTWARE	DESCRIPCIÓN
AutoCAD	Diseño de la rampa
Microsoft Project	Análisis de programación
S10 costos y presupuestos	Análisis de costos
Microsoft Excel	Hojas de calculo

Nota. La tabla muestra las procesamiento y análisis de los datos con el respectivo uso de software, para el desarrollo del presente trabajo de investigación.

CAPÍTULO II:

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Revisando información nacional, no se encontraron trabajos exactamente referidos al presente tema de investigación, por ser este un proyecto nuevo en la Compañía Minera Chungar – Volcan, Proyecto Romina; sólo existen informes a nivel corporativo y a nivel de empresa contratista minero que realizara dicho proyecto.

Pero si existe información relacionada a trabajos similares de otras unidades mineras, donde resaltan la importancia de la geotecnia en las labores de diseño; como lo indica Vergaray (2006), existe relación directa entre calidad del macizo rocoso y energía del explosivo, afectando al cálculo de la malla de perforación, pues depende tanto de las propiedades geomecánicas del terreno como del tipo de explosivo empleado.

Por su parte, Mamani (2019) sostiene que es posible establecer el diseño constructivo de una rampa a partir de la caracterización del macizo rocoso, por medio del uso de RMR de Bieniawski, el índice Q de Barton y el método empírico de entrada de Pakalnis. Del mismo modo, Córdova (2008) señala que para analizar la estabilidad de excavaciones mineras es esencial considerar tanto la disposición estructural de la roca como sus propiedades resistentes.

Limachi y Estofanero (2017), en su investigación titulada abordan la necesidad de extender las labores mineras hacia zonas más profundas, debido a la continuidad del cuerpo mineralizado de la Veta Baja. En este contexto, es fundamental construir la rampa 3360 cada vez que se planifica un nuevo nivel de operación. Para ello, se propone realizar un reconocimiento geológico de la estructura de la veta entre los niveles -210 y -260, con el

propósito de realizar desarrollos sobre la veta y calcular nuevos bloques de mineral, lo cual permitirá evaluar la viabilidad de una futura explotación en dicha área.

El estudio realizado por Huamán (2019), titulado “Construcción de una nueva rampa denominada 260 Jimena y su evaluación económica, en la compañía Minera Raura S.A.”, tuvo como finalidad mejorar y ampliar las actividades mineras mediante la exploración y el desarrollo de la zona Jimena, en niveles: 750, 800, 680 y 520. Esta investigación se fundamentó en observaciones prácticas y en la recolección de datos directamente en el terreno durante cada una de las fases del proyecto.

En su investigación titulada “Diseño de los parámetros de perforación y voladura con el algoritmo de Holmberg en Volcán Compañía Minera S.A.A. Unidad Andaychagua”, Rivera (2017) plantea como objetivo principal optimizar la eficiencia del disparo, buscando lograr coronas y hastiales más uniformes, así como minimizar la sobre excavación. Para ello, se utiliza el algoritmo de Holmberg para diseñar la malla de perforación, con el fin de mejorar los resultados operativos en los procesos de voladura.

2.1.1. Modelo matemático de Holmberg

Este método es usado en minería subterránea mecanizada, es clave para el avance de labores ciegas. Su implementación busca optimizar el proceso, disminuyendo la necesidad de realizar voladuras frecuentes y evitando interrupciones en el ciclo de operación minera. Esta técnica permite aumentar la eficiencia en cada disparo, alineándose con los objetivos de producción mensual, en particular con los metros lineales planificados. De este modo, se minimizan pérdidas económicas mediante el control y mejora de múltiples variables operativas.

El investigador Roger Holmberg, apoyándose en los hallazgos previos de Langefors y Kihlström (1963), así como en los aportes de Gustafsson (1973) propuso un modelo matemático orientado al diseño de esquemas de perforación y voladura en obras subterráneas. Años después, entre 1986 y 1992, Lilly amplió este enfoque incorporando variables geotécnicas del terreno, lo que facilitó una estimación más precisa del uso de explosivos.

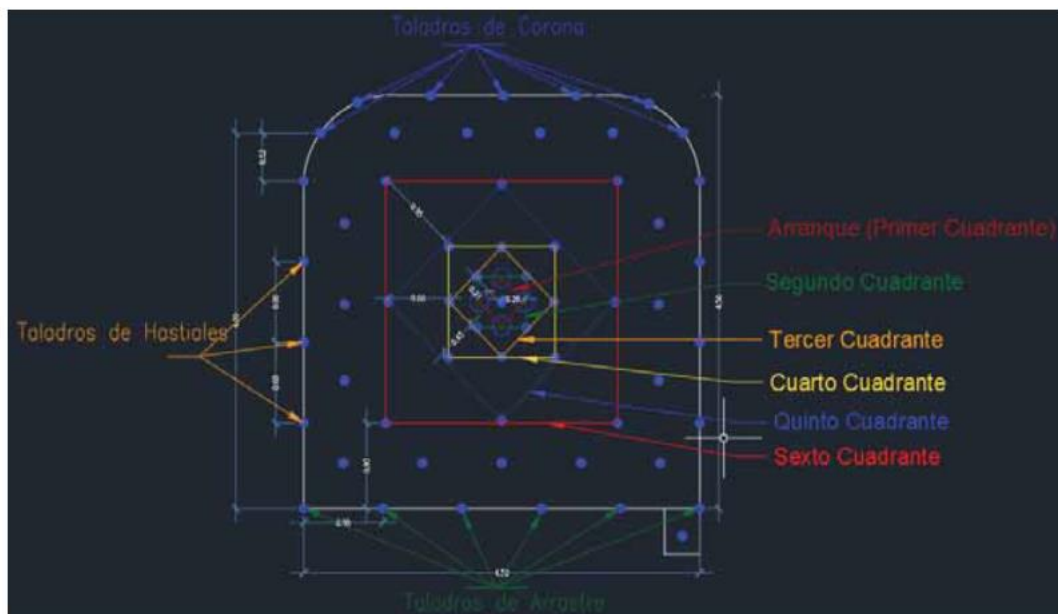
Lilly actualizó su tabla de parámetros geomecánicos integrando el sistema RMR de Bieniawski (1976) y el índice GSI de Hoek y Marinos (2000), logrando una caracterización más precisa del terreno. Por su parte, Holmberg, con el objetivo de optimizar el diseño de túneles y labores subterráneas, propuso dividir la cara de avance en cinco zonas (A, B, C, D y E), lo que simplifica el diseño de perforación y mejora la efectividad de la voladura.

Durante el proceso de cálculo del diseño de voladura, cada zona de la cara de trabajo debe ser tratada de manera específica, ya que cumple una función distinta dentro del patrón general. Estas zonas se dividen de la siguiente forma:

- A. Sección Corte (Cut): corresponde al punto inicial de voladura, es decir, el primer cuadrante donde se inicia el arranque del material.
 - B. Sección de Tajeo (Stoping Section): abarca los cuadrantes del segundo al sexto, donde se desarrolla la mayor parte de la fragmentación del macizo rocoso.
 - C. Sección de Alza (Stoping): comprende taladros de apoyo que se encuentran en la parte superior (corona), los cuales favorecen la propagación de la voladura hacia arriba.
 - D. Sección de Contorno (Contour): incluye los taladros ubicados en la corona, los hastiales y los de ayuda lateral, diseñados para delimitar con precisión el perímetro del avance.
 - E. Sección de Arrastre (Lifters): son los taladros inferiores, que permiten el desprendimiento del material hacia la base de la excavación.
- Esta segmentación permite una planificación más eficiente del disparo, optimizando la fragmentación y el rendimiento operativo en labores subterráneas.

Figura 1

Secciones para cálculo del método de Holmberg



Nota. Elaboración basados en métodos de Holmberg.

El rendimiento de una voladura en minería subterránea está estrechamente vinculado a la adecuada generación de caras libres. Por ello, el diseño del arranque —correspondiente a la Sección A— debe ser realizado con especial precisión. Es fundamental que la disposición de los taladros y la secuencia de los retardos del corte permitan una apertura progresiva, hasta lograr que el taladro auxiliar cuente con una superficie libre que garantice una voladura eficiente.

Elegir el tipo de corte será acorde a factores, como tipo de equipo de perforación disponible, el ancho del desarrollo (como una rampa) y la longitud deseada del avance. En los cortes en

forma de “V”, el alcance de perforación se ve condicionado por la anchura del túnel o rampa, limitación que no afecta a los sistemas de arranque con taladros paralelos.

2.1.2. Geomecánica

Mediante la clasificación geomecánica del macizo rocoso en trabajos subterráneos, es posible establecer estrategias adecuadas su implementación en sistemas de sostenimiento. Dado que existen múltiples rocas, con distintas propiedades/características físicas particulares, es necesario evaluar con precisión sus condiciones para determinar si requieren refuerzo adicional que garantice la estabilidad del entorno, consolide bloques sueltos y prevenga desprendimientos.

Por lo general, el macizo rocoso no es homogéneo, sino que está formado por bloques de formas irregulares, delimitados por discontinuidades naturales como fracturas, fallas o fisuras geológicas. Esta complejidad hace que la caracterización geomecánica resulte desafiante, ya que debe considerar tanto la naturaleza de la roca matriz como la disposición y comportamiento de sus fracturas.

Por ello, las excavaciones subterráneas son estructuras altamente complejas, cuya estabilidad dependen del diseño del sistema de sostenimiento. El objetivo central de estos sistemas es reforzar el macizo rocoso para mantener su integridad estructural. En otras palabras, buscan controlar el fenómeno conocido como “caída de rocas”, una forma común de inestabilidad que puede presentarse de distintas maneras.

Durante la planificación minera, es fundamental priorizar la prevención de accidentes, la seguridad del personal, la protección de los equipos y la reducción de pérdidas materiales causadas por la posible inestabilidad de las excavaciones.

Los sistemas para “La Clasificación Geomecánica de la Roca” son:

RQD: Designación de la calidad de roca, Deere et al, 1967).

RMR: Clasificación de la masa rocosa, Bieniawski (1973, 1989).

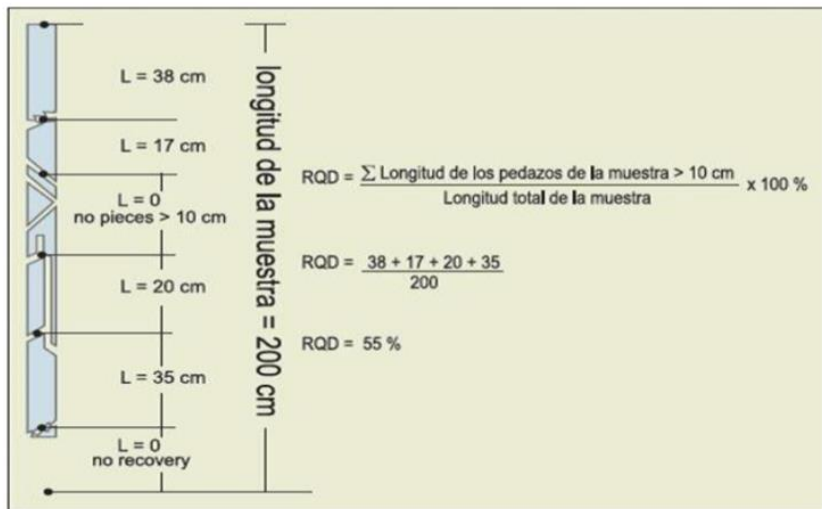
Q: (Tunnel Quality Index) Índice de la calidad del túnel, Barton et al (1974).

2.1.2.1. RQD (Rock Quality Designation) Designación de la calidad de roca.

Evalúa la calidad de la roca in situ a partir de muestras obtenidas mediante perforación diamantina, según el método propuesto por Deere et al. (1967). Generalmente, se utilizan testigos de 54,7 mm de diámetro y 1,5 m de longitud, y el resultado se expresa como un porcentaje:

Figura 2

Muestra para el análisis de RQD



Fuente: *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea- Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía.*

2.1.2.2. RMR (Rock Mass Rating) Clasificación de la masa rocosa

El sistema RMR evalúa la calidad del macizo rocoso mediante un índice que integra resistencia, fracturas, diaclasas, agua subterránea y orientación de discontinuidades respecto a la obra.

El sistema RMR ha ganado una amplia aceptación en el diseño de rampas, túneles, cámaras, los valores de 6 parámetros:

1. Resistencia de compresión simple de roca.
2. RQD.
3. Espaciamiento de las discontinuidades.
4. Estado de las discontinuidades.
5. Presencia de agua.
6. Corrección por la orientación de las discontinuidades

La fórmula del RMR está dada por:

$$RMR = UCS + RQD + Js + Jc + Jw$$

Donde UCS es el sistema a la compresión uniaxial. RQD es el índice de calidad de la roca, Js es la separación entre juntas, Jc es la condición entre juntas y Jw es la condicionante en caso exista la presencia de agua.

El índice RMR varía dentro de un rango que va de 15 a 100 puntos, permitiendo clasificar al macizo rocoso en cinco categorías distintas según su calidad geomecánica. Esta evaluación se basa en parámetros clave que determinan el comportamiento del macizo rocoso, entre ellos:

- Propiedades de la roca matriz: Determinada por medio de ensayos de compresión uniaxial o mediante pruebas de carga puntual sobre testigos de roca. Según la resistencia obtenida, este criterio puede alcanzar hasta 15 puntos.
- RQD: Representa el grado de fracturamiento del macizo. Se valora desde 3 puntos cuando el RQD es inferior al 25%, hasta 20 puntos si supera el 90%.
- Separación entre diaclasas: Evalúa la separación entre diaclasas. Una distancia mayor a 2 metros puede obtener hasta 20 puntos, mientras que separaciones menores a 6 cm se califican con un mínimo de 5 puntos.
- Estado de las diaclasas: Este parámetro considera características como la longitud o persistencia de las fracturas, su apertura, rugosidad, presencia de rellenos y grado de alteración. La calificación va desde 0 a 20 puntos, según las condiciones observadas.
- Presencia de agua freática: Se analiza la humedad y el flujo de agua dentro del macizo. Un entorno seco se califica con 15 puntos, mientras que una infiltración abundante (más de 125 litros por minuto o una presión de agua alta) recibe 0 puntos.
- Corrección por la orientación de las discontinuidades: Este factor corrige el índice RMR en función del ángulo entre las principales discontinuidades y la dirección de la excavación. La penalización varía según el tipo de obra:
 - En túneles, de 0 a -12 puntos
 - En taludes, de 0 a -60 puntos
 - En cimientos o bases, de 0 a -25 puntos

Cada uno de estos parámetros ofrece información particular sobre cómo se comporta el macizo rocoso, y su adecuada interpretación resulta esencial para lograr un diseño subterráneo seguro y eficaz.

Con los parámetros geomecánicos descritos, se puede aplicar el sistema de clasificación RMR89, desarrollado por Bieniawski en 1989. Este método permite estimar de manera práctica la calidad del macizo en una hoja de cálculo, disponible también en formato digital. Al ingresar los datos principales, se obtiene automáticamente el índice RMR, lo que agiliza el análisis y decisiones en proyectos subterráneos.

Figura 3

Tabla RMR.

Parameter			Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	For this low range-uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core Quality RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Couge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10-25	25-125	> 125		
		(Joint water press)/(Mayor principal σ)	0	< 0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		

Fuente: Bieniawski (1989)

2.1.2.3. Q: (Tunnel Quality Index) Índice de la calidad del túnel.

Este índice se fundamenta en la evaluación cuantitativa de 06 parámetros geomecánicos. Se obtiene por medio de:

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

El RQD muestra qué tan buena es la calidad de la roca. El J_n indica cuántas fracturas o diaclasas tiene, lo que ayuda a saber qué tan fracturada está. El J_r se refiere a qué tan rugosas son esas fracturas, y el J_a muestra si están alteradas o desgastadas. El J_w considera si hay agua en la roca, ya que eso puede debilitarla, y el SRF toma en cuenta la presión o tensión en el terreno, que también influye en su estabilidad.

2.1.3. Perforación

Es el primer paso antes de una voladura e implica en hacer huecos horizontales en la roca para poner los explosivos y sus iniciadores.

Esta actividad se basa en principios mecánicos que combinan golpes (percusión) y giros (rotación) para romper la roca. La broca desgasta el material al impactar y girar, afectando un área del tamaño de su diámetro y alcanzando una profundidad determinada por el barreno. La clave está en avanzar rápidamente usando la menor cantidad de recursos.

Los componentes son:

- **Perforadora:** convierte la energía externa (neumática, eléctrica o hidráulica) en energía mecánica.
- **Barreno:** transfiere esa energía a la broca.
- **Broca:** tritura la roca aplicando la energía mecánica.
- **Agua:** limpia los restos de roca, reduce el polvo y enfría la broca.

Muchos factores afectan la penetración o evacuación de los detritos formados durante el proceso de perforación. Estos a su vez determinan el rendimiento de un sistema de perforación dado. Entre ellos tenemos: máquina perforadora, barrenos y brocas, circulación del fluido, dimensiones del taladro, tipo de roca.

Los elementos principales del sistema de perforación, conocidos como variables operativas, pueden ajustarse dentro de ciertos márgenes. Su correcta selección depende de las características geomecánicas del terreno en cada yacimiento, lo que permite optimizar el rendimiento del proceso. En cambio, las dimensiones de los taladros (diámetro, longitud e inclinación) y la calidad de rocas (propiedades físico-químicas, características geológicas y condiciones de estado de esfuerzos) son consideradas como “variables independientes”.

2.1.4. Voladura

Mediante la voladura se produce el fracturamiento y movimiento de rocas con la ayuda de sustancias explosivas con sus respectivos accesorios. De acuerdo con la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional en el que los explosivos, al detonar dentro de los taladros, liberan alta energía en un punto concentrado. Esto produce dos efectos dinámicos principales sobre la roca.

2.1.5. Carguío y Transporte

Mediante los datos de equipos de carguío y transporte se realiza los cálculos necesarios en base a tiempos, dentro de la elaboración de un proyecto se toma en cuenta las máquinas de manera específica. El rendimiento (R) de estos equipos está dado por:

$$R = \frac{\text{Unidades de producción promedio}}{\text{Unidad de tiempo de operación}}, \left(\frac{\text{m}^3}{\text{hr}}\right)$$

Donde, m^3 es el volumen del material recogido o trasladado en horas hr.

La finalidad del carguío es transferir el material fragmentado del frente de trabajo hacia los equipos de transporte, procurando que esta operación se realice de manera eficiente y con total seguridad.

Sistemas de extracción en minas subterráneas

La extracción es una de las tareas clave en la minería subterránea. Para el traslado del desmonte y el mineral, los equipos suelen organizarse en dos configuraciones principales:

- Scoop con camión tipo dumper
- Scoop con camión volquete

En numerosas operaciones mineras, el traslado del material se realiza en dos fases: una inicial y otra final. La primera cubre el recorrido desde el lugar de extracción hasta áreas intermedias de transferencia, y la segunda lleva el material desde esas zonas hasta la superficie. Es crucial que los sistemas de transporte sean lo bastante flexibles para ajustarse tanto al diseño de la mina como al plan de producción y a las condiciones geológicas del yacimiento.

Scoop (LHD)

Dentro de las operaciones en minería subterránea, la máquina de mayor uso es scooptram, un equipo diseñado específicamente para trabajar en espacios reducidos bajo tierra. Se trata de un cargador de perfil bajo, ideal para las tareas de carguío y transporte de materiales, tanto metálicos como no metálicos, ubicados en depósitos subterráneos. Con una altura máxima de apenas 2.5 metros, su diseño alargado le permite avanzar abriendo paso a través de galerías estrechas, facilitando la formación de túneles. Debido a las limitaciones de espacio típicas en el interior de una mina, este equipo está adaptado para moverse con facilidad tanto hacia adelante como en reversa, ya que no cuenta con el espacio suficiente para girar completamente sobre sí mismo.

Su cucharón le permite manipular hasta 10 toneladas de material, lo que facilita la carga directa sobre camiones de bajo perfil utilizados en operaciones subterráneas.

La operación comienza una vez finalizada la voladura, retirando el material desde el frente hasta el área de acopio. La productividad diaria suele variar según varios factores, como:

- Calidad de la iluminación
- Ventilación disponible
- Espacio para el carguío
- Temperatura ambiente
- Altura del lugar de trabajo
- Condición del camino de acceso
- Tamaño de las rocas a cargar (granulometría)

En la mayoría de operaciones subterráneas, se utilizan LHDs —ya sean controlados manualmente o automatizados— por su eficiencia en el traslado de material a corta distancia. Estas máquinas pueden funcionar con motores diésel o con energía eléctrica, dependiendo de las condiciones de la mina (Hartman, 1987).

Los modelos diésel destacan por su capacidad de desplazarse con facilidad entre distintas áreas de trabajo, lo que los hace versátiles. En contraste, los equipos eléctricos operan conectados a un tambor de cable y utilizan sistemas de corte de cable eléctrico, lo que les permite trabajar con niveles mínimos de ruido y sin emisiones contaminantes. Su productividad es especialmente alta en minas donde el mineral debe moverse desde diversos puntos de extracción hacia un destino fijo, como lo señala Atkinson (1992) (Hartman, 1987).

Camión Volquetes

Vehículo de transporte de tierra u otros materiales, que cuenta con un mecanismo mecánico que facilita su descarga. En una operación minera, el éxito no depende únicamente del valor del yacimiento ni de la experiencia técnica de los ingenieros, sino también de la eficacia del equipo utilizado en exploración y producción.

En la minería subterránea, los camiones se clasifican en tres tipos principales: volquetes con chasis rígido (frontal y posterior), camiones articulados con eje trasero giratorio, y tractores acoplados a remolques con sistemas de alimentación independientes.

La mayoría de estos vehículos están equipados con motores diésel, aunque existen también versiones alimentadas por línea eléctrica, las cuales requieren una infraestructura específica para su funcionamiento.

Este tema fue abordado inicialmente por la empresa Caterpillar, que diseñó un método para determinar el balance adecuado entre la cantidad de equipos de carguío y transporte. A continuación, se explica cómo se establece este equilibrio operativo:

$$MF = Nh * Lcty / Nl * Hct$$

Donde:

MF: Factor de coincidencia o acoplamiento

Nh: Número de unidades de transporte

Nl: Número unidades de carga

Lcty – Hcty: Tiempos de carga y acarreo de cada ciclo

Compatibilidad entre volquete y equipos de carguío

Para lograr un desarrollo eficiente del ciclo de carguío, es fundamental mantener un equilibrio adecuado entre los equipos encargados de cargar el material, como los scoop, y aquellos destinados a transportarlo, como los volquetes. Este balance está directamente condicionado por la cantidad de pases necesarios para llenar completamente un volquete.

2.1.5.1. Rendimientos de equipos

El rendimiento de un equipo es la cantidad de trabajo que puede realizar en un periodo determinado, usualmente medido por hora:

$$\text{Producción} = \text{Unidades de trabajo} / \text{hora}$$

En las labores de movimiento de tierras, las unidades de medida más habituales para cuantificar el trabajo realizado son el metro cúbico o la tonelada. Sin embargo, en otras áreas de la construcción se utilizan unidades distintas, más apropiadas para la naturaleza específica de cada actividad.

En cuanto al tiempo, lo más común es medir la producción por hora, aunque en ciertos casos también puede expresarse en términos diarios.

2.1.5.2. Ciclo de acarreo y transporte

Se entiende como tiempo efectivo aquel periodo durante el cual el volquete está involucrado directamente en tareas productivas. Este se calcula sumando los distintos componentes del ciclo de transporte, los cuales incluyen: posicionamiento y tiempo de giro, el tiempo de carga, el trayecto hacia el destino, el tiempo de descarga y el retorno al punto de origen.

Este ciclo presenta 2 tiempos, fijos y tiempos variables:

$$\textbf{Ciclo total de transporte} = T_f + T_v$$

Dónde:

T_f: Tiempo fijo (min)

T_g: Tiempo variable (min)

2.1.5.3. Tiempos fijos de transporte

Esta etapa comprende el tiempo empleado en realizar las maniobras y giros del volquete, al que se suma el tiempo en que el scoop inicia la carga y tiempo dedicado a la descarga del material y cualquier retraso o demora que ocurra durante el proceso.

$$T_f (\text{min}) = T_g + T_c + T_d + T_b$$

Dónde:

T_f: Tiempo fijo (min)

T_g: Tiempo de giro y posicionamiento (min)

T_c: Tiempo de carguío (min)

T_d: Tiempo de descarga (min)

T_b: Tiempo de demora (min)

a) Tiempo de giro y posicionamiento (TG)

Corresponde al tiempo que tarda el volquete en ubicarse correctamente en la zona de carguío, el cual varía según el tipo de equipo de transporte y las condiciones del entorno de trabajo. Una mala colocación puede generar pérdidas significativas en el tiempo operativo. En cambio, un posicionamiento adecuado contribuye a disminuir el tiempo de giro del scoop, optimizando así su rendimiento y aumentando la productividad del sistema de carga.

b) Tiempo de Carguío

Se refiere al tiempo que toma completar la carga del volquete, ya sea desde un buzón o mediante el uso del scoop. Este tiempo se vincula a la cantidad de "lampones" requeridos para llenar completamente la capacidad del equipo de transporte. Se calcula con:

$$Tc \text{ (min)} = Te * N$$

Donde:

Te: Tiempo de ciclo del scoop (min).

N: Número de Pases (lampones).

$$N = \frac{Q}{C * e * P.e}$$

Donde:

Q: Capacidad nominal del equipo (TM)

C: Capacidad nominal de la cuchara (m³)

e: Eficiencia de carguío (%)

P.e: Peso específico del material insitu (TM/m³)

c) Tiempo de descargas y maniobras

Este intervalo depende del tipo de equipo empujado y particularidades del área de trabajo. Es importante asegurar que no haya otros equipos en movimiento en la zona de descarga, permitiendo así que el volquete pueda ingresar, retroceder la distancia necesaria y vaciar el material. Durante esta operación, se incluyen las maniobras de aceleración y frenado, antes de que el vehículo inicie su retorno hacia el punto de carguío.

d) Tiempo de demora

Dentro del ciclo de acarreo, es importante tener en cuenta ciertas demoras asociadas directamente al proceso operativo, entre las cuales se destacan:

- Pesado en balanza: Esta etapa consiste en determinar el peso del material transportado desde la mina. De acuerdo con los estándares de operación, el tiempo estimado para esta actividad oscila entre 1 y 3 min.
- Destare en balanza: En este caso, se pesa el volquete vacío con el fin de calcular con precisión el tonelaje de material realmente extraído.

2.1.5.4. Tiempos variables de transporte

Los tiempos correspondientes al acarreo y retorno son estimados según a la distancia recorrida por la velocidad media registrada en cada uno de esos trayectos.

$$Tv(min) = Ta (con carga) + Tr (sin carga)$$

Dónde:

Tv: Tiempo variable (min)

Ta: Tiempo de acarreo con carga (min)

Tr: Tiempo de retorno sin carga (min)

a) Tiempo de acarreo con carga (Ta)

Es el tiempo que tarda el volquete, ya cargado, en trasladarse desde el área de carguío hasta el sitio de descarga. Este tiempo está condicionado tanto por la longitud del trayecto de acarreo “D” como por la velocidad a la que se desplaza el equipo transportando material.

$$Ta (min) = \frac{D}{Vc}$$

Dónde:

D: Distancia de acarreo (m).

Vc: Velocidad con carga (m/min)

b) Tiempo de retorno sin carga (Tr)

Es el tiempo que tarda el volquete vacío en volver desde el punto de descarga al área de carguío, según la distancia de acarreo (D) y su velocidad de retorno.

$$Tr (min) = \frac{D}{Vr}$$

Dónde:

D: Distancia de acarreo (m)

Vr: Velocidad del volquete vacío (m/min)

2.1.6. Sostenimiento

El sostenimiento en una rampa se diseña generalmente siguiendo una metodología progresiva, que combina diversos métodos y etapas aplicadas de forma secuencial:

- Clasificaciones geomecánicas: Se utilizan como punto de partida, basándose en experiencias previas en otras rampas similares, para generar un prediseño confiable del sistema de sostenimiento a implementar.
- Cálculo de bloques: Esta etapa se fundamenta en la teoría de bloques, con el objetivo de identificar posibles zonas críticas donde puedan formarse bloques inestables, producto de la intersección de fracturas y discontinuidades en el macizo.
- Métodos numéricos: Finalmente, los sistemas de sostenimiento definidos previamente son evaluados y validados mediante herramientas de análisis numérico en etapas más avanzadas del diseño, permitiendo afinar y confirmar la solución propuesta.

En esta fase del proyecto, se realiza el pre dimensionamiento empleando las clasificaciones geomecánicas y estos son verificados mediante el cálculo de bloques.

2.1.7. Ventilación

El mayor contaminante del aire en el interior de una labor son los equipos diésel que emiten gases por la acción de funcionamiento del mismo, para efectos de cálculo del caudal de aire para el personal de operación es de $6.0 \text{ m}^3/\text{min}$ y al total de los caudales tanto de equipo y personal, se le agrega un 15% del total por pérdida de fugas y fricciones.

Por la necesidad que se requiere en cuanto a ventilación se cuenta con:

- Ventiladores principales.
- Ventiladores Auxiliares.
- Ventilador de succión

Este último cumple una función específica.

2.1.8. Drenaje

Para el drenaje de aguas subterráneas presentes en una construcción de rampa negativa será necesario la utilización de tuberías con bombas sumergible estáticas y movibles al tope de la rampa, para ello es recomendable construir cámaras de bombeo con dimensiones estandarizadas.

2.2. Estudio de la Geomecánica

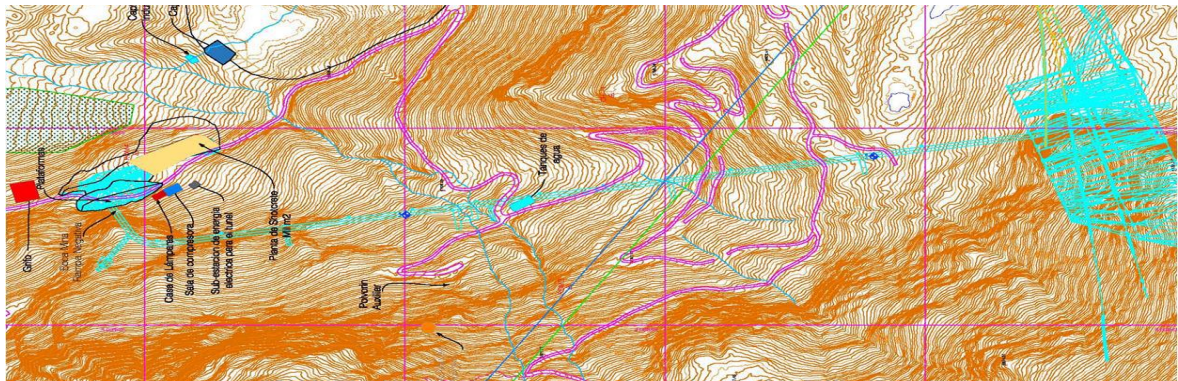
Se busca determinar la viabilidad técnica de la construcción de una rampa minera que dará acceso a la explotación subterránea.

La rampa en diseño denominada Romina II, tiene principalmente dos orientaciones generales, comienza con un azimuth de 240°NE y una pendiente de 1% hacia el sur oeste, para posicionarse pasados los primeros 58 metros hacia un azimuth de 172°NE manteniendo la misma pendiente de forma constante.

La rampa inicia con una pendiente 1% con una longitud de 32m con rumbo $S60^\circ\text{W}$, luego continua con una curvatura de 20m de radio, longitud de 26m y pendiente de 1%; siguiendo con rumbo $S8^\circ\text{E}$, pendiente -12% y 678m de longitud, para finalmente empalmar con una dirección $S15^\circ\text{E}$ y longitud de 114m y gradiente - 3.86%.

Figura 4

Planta del trazado en proyecto.



Plano “Proyecto de Rampa – 12%”

Representa el trazado preliminar en planta de la rampa de exploración propuesta, diseñada desde el portal de entrada y hasta el cuerpo mineralizado en profundidad.

La rampa, de unos 850 m de longitud, presenta una sección transversal de excavación de 21 m² con 5,00 m de ancho y 4,50 m de alto, y discurrirá con una pendiente negativa del 12%.

Figura 5

Planta del trazado en proyecto.

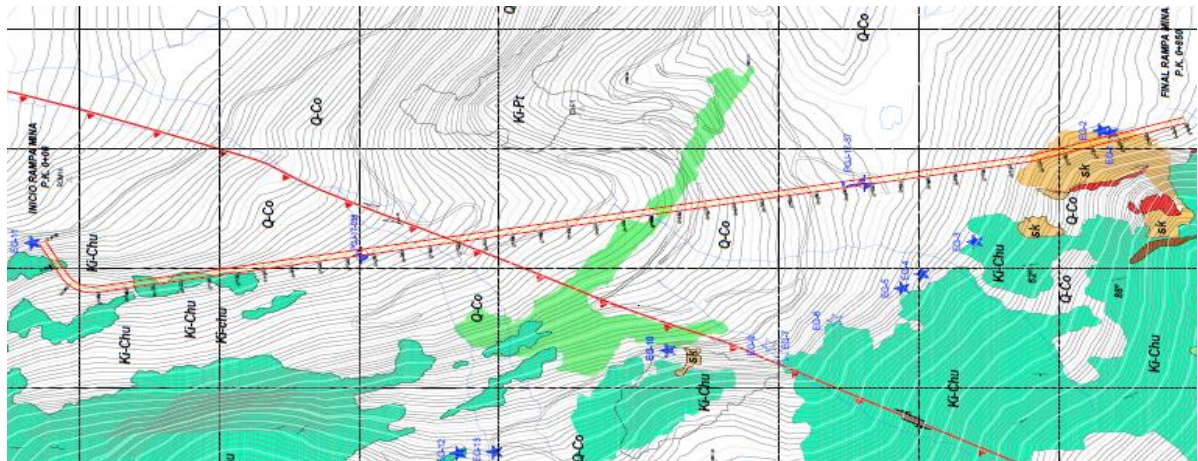
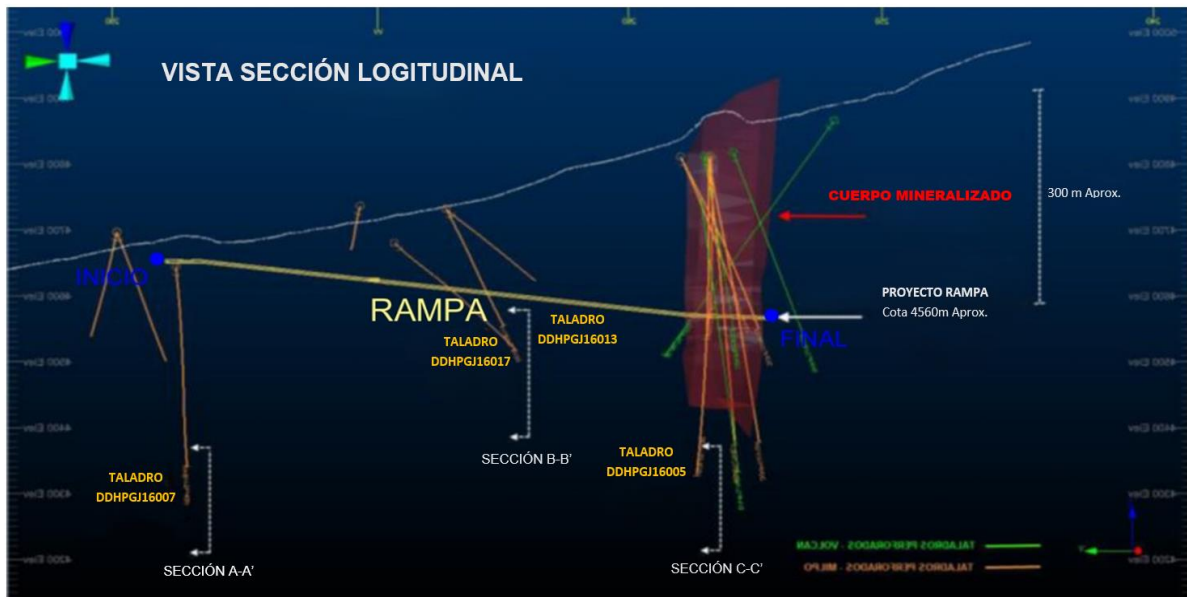


Figura 6

Representación en profundidad del trazado de la rampa propuesta, y de los taladros perforados (Chungar).



Fuente: Geomecánica Mina.

2.2.1. Estaciones Geomecánicas

A partir de estudios de campo en zonas con afloramientos de interés, se instalaron 13 estaciones geomecánicas donde se identificaron discontinuidades en el macizo rocoso. Estas fracturas influyen directamente en su estabilidad, por lo que su análisis detallado es clave para entender el comportamiento mecánico del terreno.

Para reconocer una discontinuidad, es esencial determinar su orientación y el ángulo de buzamiento. Esta orientación se define por la dirección y el ángulo con el que la fractura se inclina. A partir de los datos recogidos en las estaciones geomecánicas, se aplican métodos estadísticos para calcular la orientación promedio de cada grupo de discontinuidades.

La visualización gráfica de dichas discontinuidades y sus orientaciones ofrece una comprensión clara de la geometría de las formaciones rocosas. Los conjuntos de discontinuidades que comparten características similares —como orientación y origen litológico— se clasifican en familias. Estas familias pueden ser determinadas mediante la representación de los polos de las discontinuidades usando el software DIPS de Rocscience, el cual genera diagramas que muestran la distribución de todas las discontinuidades.

A partir de esta representación, se extraen los valores promedio de dirección y buzamiento que reflejan la orientación media de cada familia. Posteriormente, estos valores se contrastan con el conjunto original de datos (censo tectónico) para validar las principales tendencias de orientación y elaborar una tabla que resume los valores promedio de las características

geomecánicas más relevantes de las discontinuidades; y la cantidad de estas en el macizo rocoso es un indicador clave del nivel de deformación que este puede experimentar sin fracturarse, y también influye en la forma en que ocurrirá la rotura del macizo.

En cada discontinuidad observada en los afloramientos estudiados, se registraron los principales parámetros que caracterizan la fracturación, vinculándolos a sus respectivas Estaciones Geomecánicas. Estos parámetros incluyen:

- Dirección (rumbo) y ángulo de buzamiento.
- Distancia entre planos de fractura.
- Grado de continuidad de los planos que conforman la discontinuidad.
- Textura superficial de la junta, evaluada mediante el coeficiente de rugosidad JRC (Joint Roughness Coefficient).
- Apertura o separación entre las caras de la junta.
- Grosor y tipo de material de relleno presente.
- Discontinuidades que contienen o no agua.
- Resistencia de las superficies de fractura a la compresión mediante el índice JCS (Jointwall Compressive Strength), que indica la solidez de las paredes de la junta.

Del mismo modo, en cada estación geomecánica y para cada medición realizada, se estableció el rango representativo del índice RMR correspondiente al macizo rocoso evaluado. La aplicación de la clasificación propuesta por Bieniawski se basa fundamentalmente en asignar un valor numérico de calidad (RMR) a cada tipo de terreno, considerando variables tales como:

- Resistencia a la compresión simple de la roca intacta (UCS).
- Frecuencia de fracturación o densidad de discontinuidades.
- Estado y características del diaclasado.
- Influencia y efecto del agua en el macizo.

Para evaluar la calidad del macizo rocoso, se asignan valores a distintos parámetros y su suma genera el índice RMR, que va de 0 a 100. Los factores considerados son:

- RMR 1: mide la resistencia a la compresión de la roca intacta.
- RMR 2+3: incluye el RQD (calidad de la roca) y el espaciamiento entre discontinuidades.
- RMR 4: evalúa las características de las discontinuidades, como su persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno y grado de alteración.
- RMR 5: toma en cuenta el efecto del agua presente en el macizo.

Estos componentes permiten obtener una visión integral de la estabilidad y comportamiento del macizo rocoso.

La suma de todos estos valores individuales proporciona una medida integral de la calidad, reflejada en el índice RMR.

La resistencia de compresión simple (UCS) de la roca intacta se fijó tomando como referencia la información previa disponible y la bibliografía consultada. Por su parte, el valor del índice RQD se definió mediante la observación directa de los afloramientos.

En cuanto al grado de meteorización, se ajustó acorde a la ISRM, las cuales se detallan en la Tabla 03.

Finalmente, la Tabla 03 muestra los criterios de evaluación empleados para aplicar esta clasificación, siguiendo la versión del sistema RMR propuesta por Bieniawski en 1989.

2.2.1.1. Escala de meteorización de la roca según ISRM

Tabla 3

Escala de meteorización de la roca según ISRM.

METEORIZACION DE LA ROCA (ISRM)		
GRADO	DENOMINACION	CRITERIO DE RECONOCIMIENTO
I	ROCA SANA	La roca no presenta signos visibles de meteorización. Pueden existir ligeras pérdidas de color o pequeñas manchas de óxidos en los planos de discontinuidad.
II	ROCA LIGERAMENTE METEORIZADA	La roca y los planos de discontinuidad presentan signos de decoloración. Toda la roca ha podido perder su color debido a la meteorización y superficialmente ser más débil que la roca sana.
III	ROCA MODERADAMENTE METEORIZADA	Menos de la mitad del material está descompuesto a suelo. Aparece roca sana o ligeramente meteorizada de forma continua o en zonas aisladas.
IV	ROCA METEORIZADA	Más de la mitad del material está descompuesto a suelo. Aparece roca sana o ligeramente meteorizada de forma discontinua.
V	ROCA COMPLETAMENTE METEORIZADA	Todo el material está descompuesto a un suelo. La estructura original de la roca se mantiene intacta.
VI	SUELO RESIDUAL	La roca está totalmente descompuesta en un suelo y no puede reconocerse ni la textura ni la estructura original. El material permanece in situ" y existe un cambio de volumen importante.

Nota. La tabla muestra la escala de meteorización de la roca según ISRM; la fuente tomada de la Compañía Minera Chungar (2022).

2.2.1.2. Criterios de valoración de la clasificación de Bieniawski (1989)

Tabla 4

Escala de meteorización de la roca según ISRM.

RMR (1)	RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE DE LA ROCA INTACTA																								
VALOR (Mpa)	> 240			240 - 175			175 - 125			125 - 100			100 - 75			75 - 50			50 - 30			30 - 10		< 10	
VALORACIÓN	15			14			12			10			8			6			4			2		1	
RMR (2+3)	RQD Y ESPACIADO ENTRE DISCONTINUIDADES																								
Juntas por m	0	0.5	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18					
VALORACIÓN	40	37	34	31	29	28	27	26	25	23	22	22	21	20	19	18	17	16	16	15					
Juntas por m	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38					
VALORACIÓN	15	14	14	12	12	11	11	10	10	10	9	9	9	8	8	8	8	8	7	7					
Juntas por m	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50													
VALORACIÓN	7	7	7	7	5	5	5	4	4	4	4	3													
RMR (4)	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES																								
CONTINUIDAD	< 1 m					1 - 3 m					3 - 10 m					10 - 20 m					> 20 m				
	6					4					2					1					0				
APERTURA	0					< 0.1 mm					0.1 - 1 mm					1 - 5 mm					> 5 mm				
	6					5					4					1					0				
RUGOSIDAD	Muy rugosa					Rugosa					Liger. rugosa					Lisa					Espejo falla				
	6					5					3					1					0				
RELLENO	Ninguno					Relleno duro										Relleno blando									
						apertura < 5 mm					apertura > 5 mm					apertura < 5 mm					apertura > 5 mm				
	6					4					2					2					0				
GRADO DE METEORIZACIÓN	No afectado					Ligero					Moderado					Alto					Descompuesto				
	6					5					3					1					0				
RMR (5)	CODICIONES HIDROGEOLÓGICAS																								
ESTADO	Seco					Lig. húmedo					Húmedo					Goteando					Flujo				
FLUJO (l/min.m)	0					< 1					1 - 2.5					2.5 - 12.5					> 12.5				
RATIO (u/σ1)	0					< 0.1					0.1 - 0.2					0.2 - 0.5					> 0.5				
VALORACIÓN	15					10					7					4					0				

Según el valor del RMR obtenido, los macizos rocosos se agrupan en:

CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	0 – 20	21 – 30	31 – 40	41 – 50	51 – 60	61 – 80
DESCRIPCION	V Muy Mala	IVB Mala B	IVA Mala A	IIIB Regular B	IIIA Regular A	II Buena

- Roca Muy Buena (RMR entre 81 y 100)
- Roca Buena (RMR entre 61 y 80)
- Roca Media (RMR entre 41 y 60)
- Roca Mala (RMR entre 21 y 40)
- Roca Muy Mala (RMR menor que 20)

En la Tabla N°03, se muestra las características de las estaciones geomecánicas (EG) que se han utilizado para comprobar las características geológico-geotécnicas, y que posteriormente se tendrán en cuenta para definición y caracterización del macizo.

2.2.2. Resumen de las estaciones geomecánicas

Tabla 5

Situación y resumen de las estaciones geomecánicas realizadas.

ESTACIONES GEOMECAÑICAS	LITOLOGÍA	COORDENADAS			RMR	TIPO DE ROCA
		E Este	N Norte	Z Cota		
EG-01	Caliza	334413	8765663	4847	55	III A
EG-02	Caliza	334415	8765670	4862	42	III B
EG-03	Caliza	334322	8765760	4848	57	III A
EG-04	Caliza	334295	8765798	4836	35	IV A
EG-05	Caliza	334283	8765812	4833	62	II
EG-06	Caliza	334256	8765860	4823	72	II
EG-07	Caliza	334226	8765898	4819	46	III B
EG-08	Caliza	334226	8765880	4824	60	III A
EG-09	Caliza	334235	8765907	4819	60	III A
EG-10	Caliza	334231	8765979	4895	54	III A
EG-11	Caliza	334321	8766433	4836	67	II
EG-12	Filitas	334145	8766129	4836	29	IV A
EG-13	Filitas	334146	8766103	4834	42	III B

Nota. La tabla muestra la situación y resumen de las estaciones geomecánicas realizadas; la fuente tomada de la Compañía Minera Chungar S.A.C. (2022).

2.2.3. Perforaciones diamantinas

Se han realizado 2 sondajes a diamantina que suman un total de 354,4 m. ubicación, longitud e inclinación de las perforaciones ejecutadas se recogen en la Tabla N°06.

Tabla 6

Perforaciones diamantinas ejecutadas para Rampa Romina 2.

PERFORACIÓN DIAMANTINA	COORDENADAS			LONGITUD (m)	INCLINACIÓN	UBICACIÓN
	ESTE	NORTE	Z			
PGJ-17-037	334.371,15	8.765.839,51	4.806	267,00	Inclinado (50°)	Rampa
PGJ-17-038	334.331,73	8.766.198,95	4.715	87,40	Vertical (90°)	Rampa

Fuente: Geomecánica Mina

Se presenta un resumen de los datos obtenidos a partir de las perforaciones realizadas. La información detallada del logueo geotécnico de los testigos recuperados.

Perforación DDH-PGJ-17-037

- 0,00 a 104,4: Depósitos coluviales
- 104,4 a 133,80: Calizas entre sanas y moderadamente alteradas, con presencia de óxidos entre unos 110 y 113 m, y con RMR entre 35 y 64.
- 133,80 a 134,20: Falla.
- 134,20 a 149,60: Calizas entre ligera y moderadamente alteradas, y con RMR entre 27 y 54.
- 149,60 a 153,20: Falla.
- 153,20 a 161,90: Calizas moderadamente alteradas con frecuentes oxidaciones, con RMR entre 30 y 47.
- 161,90 a 166,20: Falla.
- 166,20 a 174,80: Calizas entre ligera y moderadamente alteradas, con óxidos y RMR entre 30 y 49.
- 174,80 a 182,50: Calizas bituminosas entre ligera y moderadamente alteradas, con RMR de 58.
- 182,50 a 191,10: Calizas “carbonatadas”. Calizas con calcificaciones blanquecinas tardías, de sanas a ligeramente alteradas, con RMR entre 30 y 73.
- 191,10 a 232,0: Calizas de sanas a ligeramente alteradas, con RMR entre 42 y 76.
- 232,0 a 232,40: Falla.
- 232,40 a 267,0: Calizas de sanas a ligeramente alteradas, con RMR entre 53 y 71.

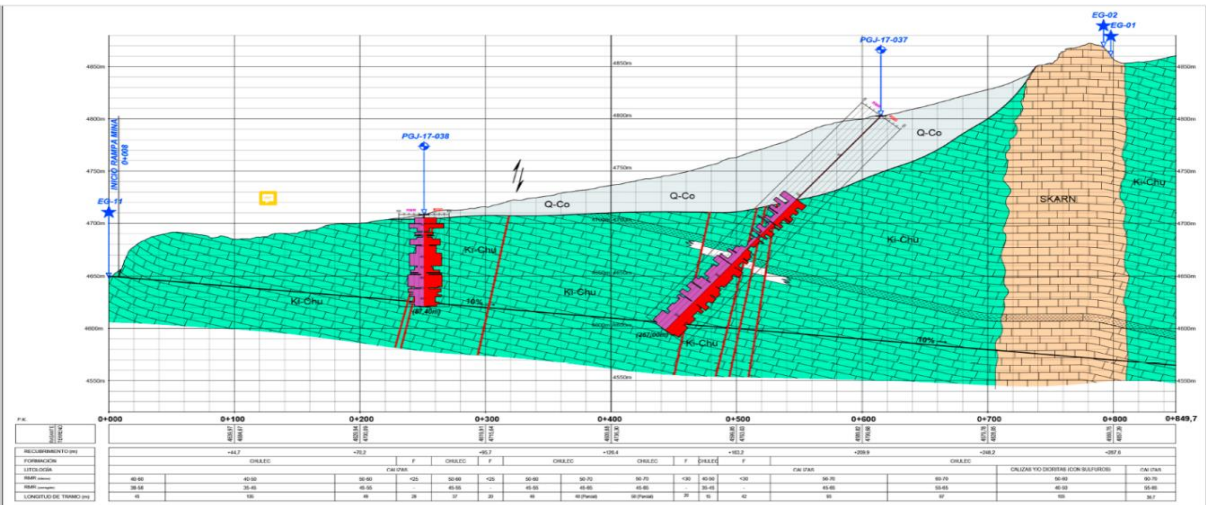
Perforación DDH-PGJ-17-038

- 0,00 a 2,90: Depósitos coluviales.
- 2,90 a 8,50: Calizas ligeramente alteradas, con RMR de 50.
- 8,50 a 8,70: Falla.
- 8,70 a 20,35: Calizas entre sanas y muy alteradas, con RMR entre 21 y 73.
- 20,35 a 21,70: Falla.
- 21,70 a 29,20: Calizas de sanas a ligeramente alteradas, con RMR entre 43 y 69.
- 29,20 a 29,70: Falla.
- 29,70 a 87,40: Calizas de sanas a muy alteradas, con RMR entre 26 y 78.

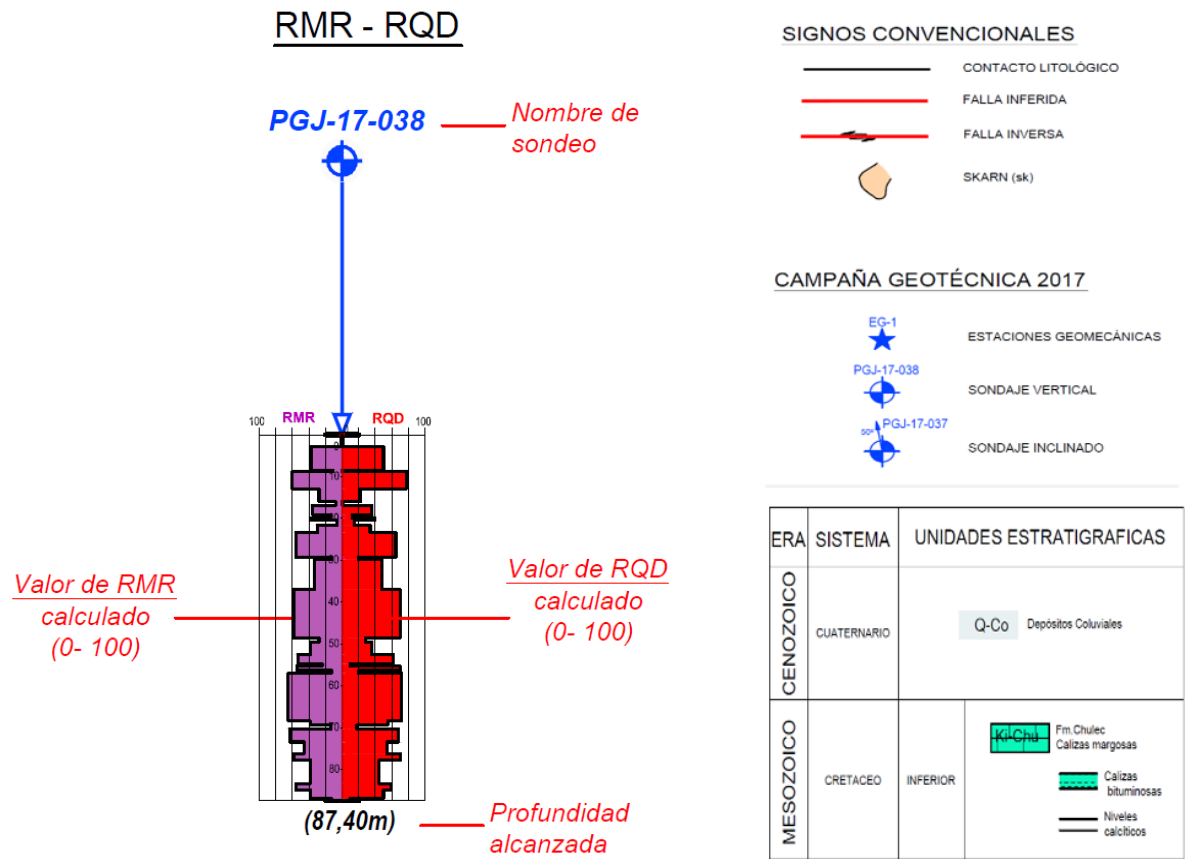
2.2.4. Mapeos geomecánicos realizados de la rampa principal

Figura 7

Plano Geomecánico-Geotécnico vista en perfil.



Fuente: Geomecánica Mina



Fuente: Geomecánica Mina

2.2.5. Cálculo de RMR

Tabla 7

Mapeos Geomecánicos realizados de la rampa (-) 12%, 850m

VALORACION DEL MACIZO ROCOZO (R.M.R.)											
PARAMETRO		RANGO DE VGOLORES (VALOR ESTIMADO)							VALORA.		
1	RESIST. COMP. UNIAxIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	X	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (2) <5 (1) <1 (0)	1	7		
2	RQD %	90-100 (20)	X	75-90 (17)	X	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	15	
3	ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	X	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3	10		
4	CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3m long. (4)	3-10m (2)	X	10-20m (1)	>20m (0)	4A	1	
		ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X	0.1-1.0mm (4)	X	1-5mm (1)	>5mm (0)	4B	3
		RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	X	Rugosa (5)	X	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	4
		RELLENO	Limpia (6)	Duro <5mm (4)	Duro >5mm (2)	X	Suave <5mm (1)	Suave >5mm (0)	4D	1	
		ALTERACION	Sana (6)	X	Lig. Alterada (5)	X	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	4E	4
5	AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =									55		
CLASE DE MACIZO ROCOSO									IIIA		
RMR	0 – 20	21 – 30	31 – 40	41 – 50	51 – 60	61 – 80	81 – 100				
DESCRIPCION	V Muy Mala	IVB Mala B	IVA Mala A	IIIB Regular B	IIIA Regular A	II Buena	I Muy Buena				

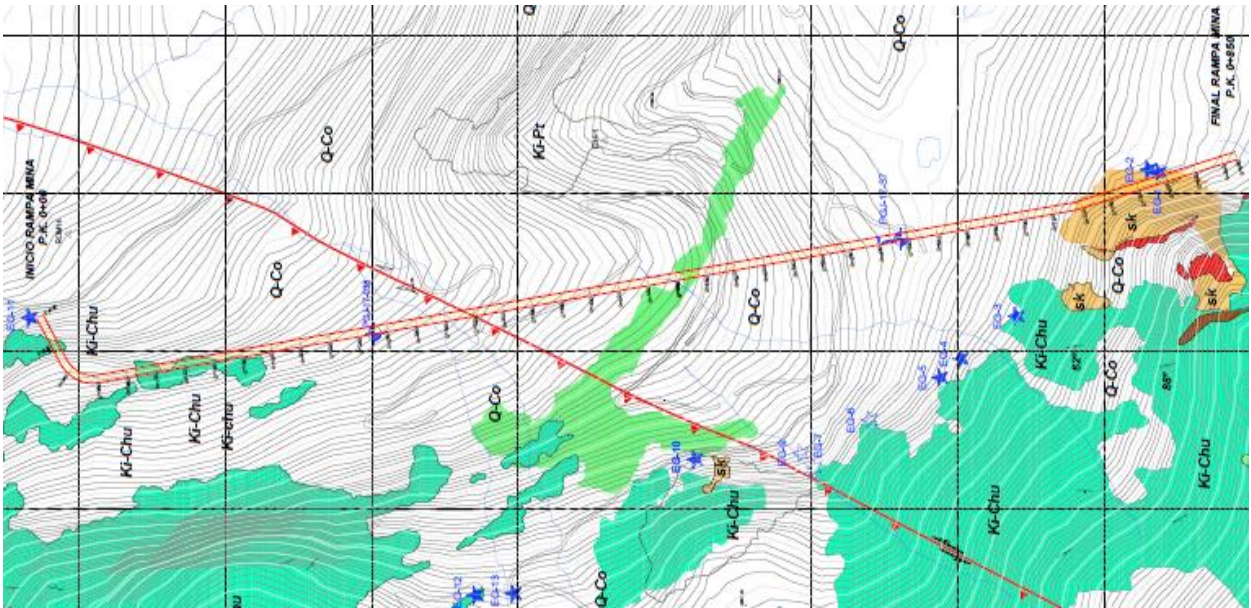
Nota. La tabla muestra los mapeos geomecánicos realizados de la rampa (-) 12%, 850m – Cálculo de RMR.

EG/SONDAJE	LITOLOGÍA	VALORACIÓN RMR	TIPO DE ROCA	CALIDAD DE ROCA	OBS/DESCRIPCIÓN
EG-01	Caliza	55	III A	Regular A	Cuerpo mineralizado
EG-02	Caliza	42	III B	Regular B	Cuerpo mineralizado
EG-03	Caliza	57	III A	Regular A	
EG-04	Caliza	35	IV A	Mala A	
EG-05	Caliza	62	II	Buena	
EG-06	Caliza	72	II	Buena	
EG-07	Caliza	46	III B	Regular B	
EG-08	Caliza	60	III A	Regular A	
EG-09	Caliza	60	III A	Regular A	
EG-10	Caliza	54	III A	Regular A	
EG-11	Caliza	67	II	Buena	Boca mina
EG-12	Filitas	29	IV A	Mala A	
EG-13	Filitas	42	III B	Regular B	
DDH-038	Caliza	48	III B	Regular B	Rampa +265m aprox.
DDH-037	Caliza	47	III B	Regular B	Rampa +450m aprox.

Fuente: Geomecánica Mina

Figura 8

Plano Geomecánico vista en planta.



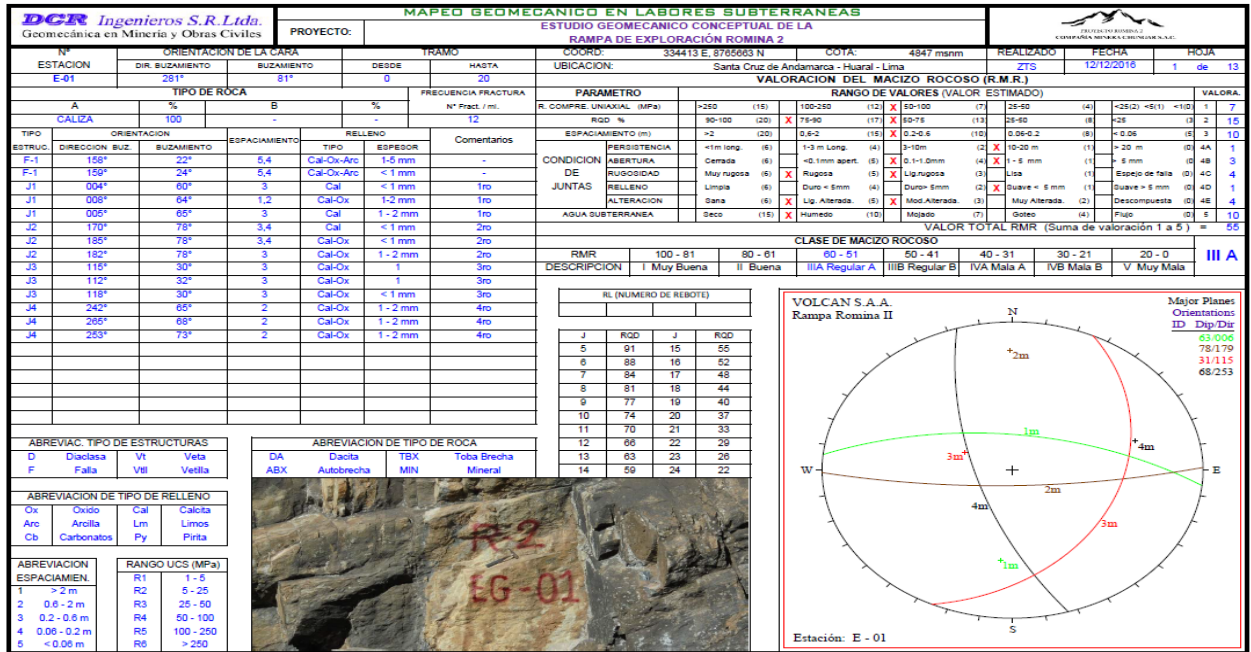
Fuente: Geomecánica Mina

2.2.6. Resumen Mapeo Geomecánico

2.2.6.1. Estaciones Geomecánicas

Figura 9

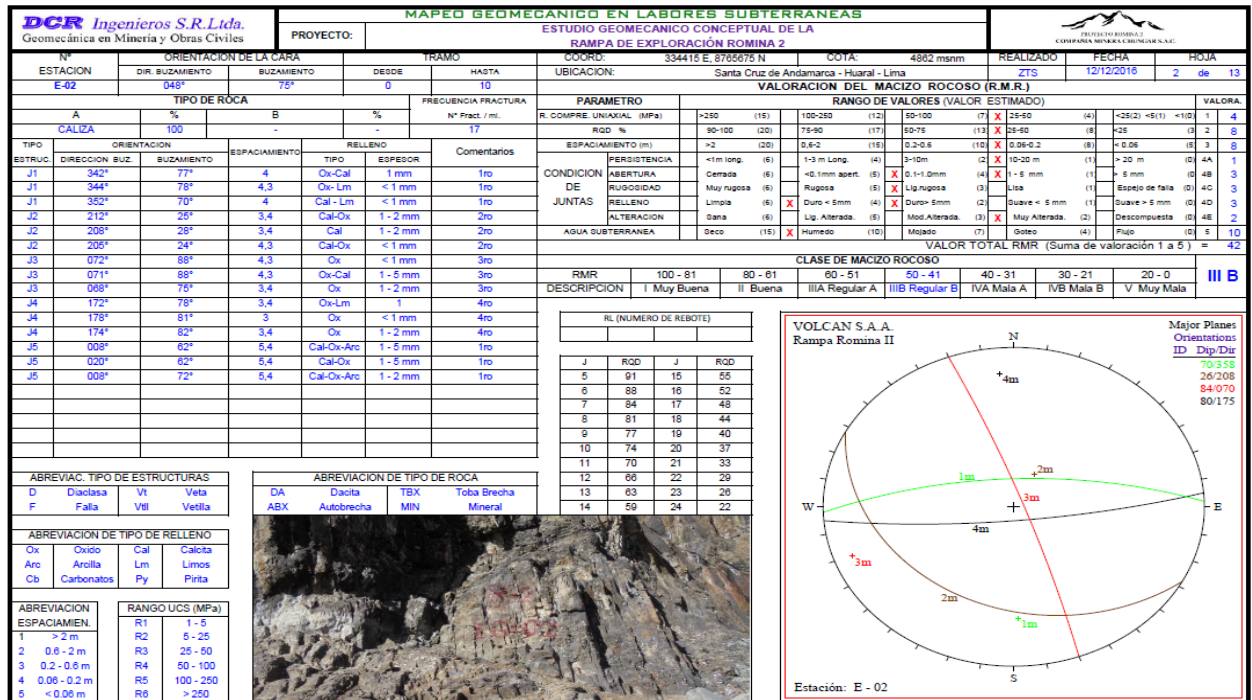
EG-01



Fuente: Geomecánica Mina

Figura 10

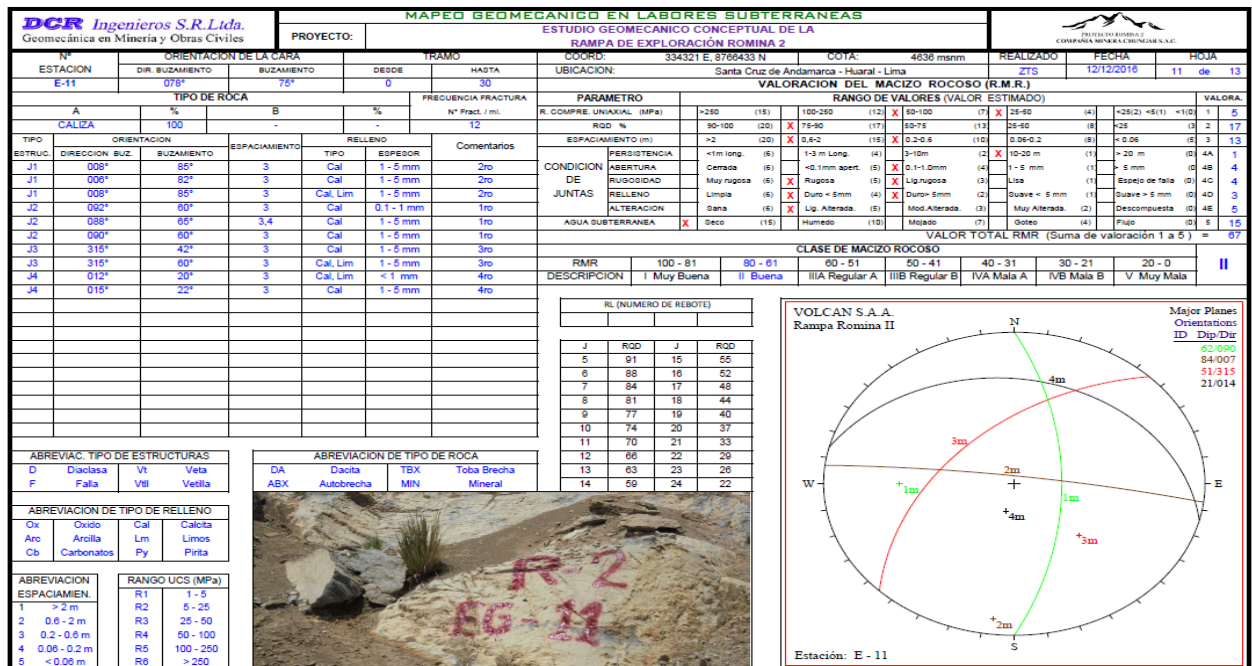
EG-02



Fuente: Geomecánica Mina

Figura 11

EG-11



Fuente: Geomecánica Mina

2.2.7. Sondajes

Figura 12

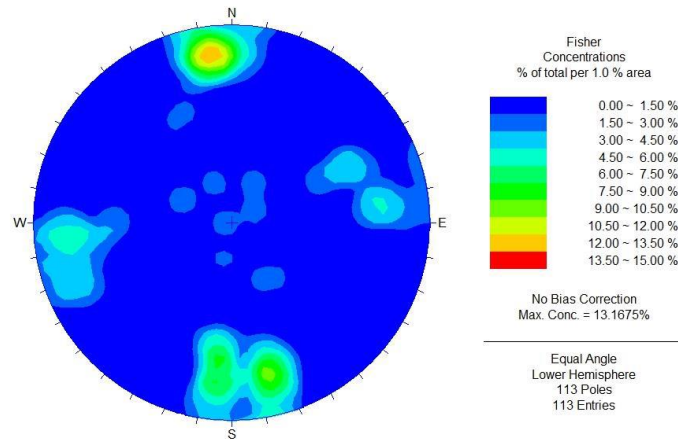
PGJ-17-037 Sondaje Inclinado (50°)

DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles				LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA RAMPA DE EXPLORACION ROMINA 2										PROYECTO ROMINA 2 COMPANIA MINERA CHENGAR S.A.C.					
SONDAJE		COORDENADAS		E :		N :		Cota :		Longitud:		Realiz:	E.A.V.C	Hoja	Pág.				
DDH-PGJ-17-037		ORIENTACION		Azimut :		Inclinación :		-		267.00 m		Fecha:	febrero 2017	1 de 3	1				
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR										Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Per	Condición de juntas (4)				Alt	Agua (5)		RMR Total	
Ap	Rug	Rel																	
0.00	104.40	104.40	COLV	Muy	R1	0	1	3	5	0	0	0	0	0	4	13	V	Muy Mala	
104.40	109.85	5.45	CLZ	San	R4	65	7	13	10	4	4	3	1	6	15	63	II	Buena	
109.85	113.20	3.35	CLZ-OX	Mod	R3	20	4	3	8	2	2	3	2	3	15	42	IIIB	Regular B	
113.20	116.50	3.30	CLZ	San	R4	70	7	13	10	2	2	3	2	6	15	60	IIIA	Regular A	
116.50	120.80	4.30	CLZ	Lig	R3	35	4	8	10	2	2	3	2	5	10	46	IIIB	Regular B	
120.80	124.20	3.40	CLZ	San	R4	62	7	13	10	4	4	3	2	6	15	64	II	Buena	
124.20	124.60	0.40	CLZ	Mod	R3	15	4	3	8	1	1	1	1	3	10	32	IVB	Mala A	
124.60	126.30	1.70	CLZ	San	R4	60	7	13	10	4	4	3	2	6	15	64	II	Buena	
126.30	131.20	4.90	CLZ	Mod	R3	24	4	3	8	1	1	3	2	3	10	35	IVB	Mala A	
131.20	133.80	2.60	CLZ	Lig	R4	45	7	8	10	2	2	3	2	5	15	54	IIIA	Regular A	
133.80	134.20	0.40	F	Muy	R1	0	1	3	5	0	0	0	0	0	4	13	V	Muy Mala	
134.20	135.40	1.20	CLZ	Mod	R2	15	2	3	8	1	1	1	1	3	7	27	IVB	Mala B	
135.40	136.40	1.00	CLZ	Lig	R4	70	7	13	10	2	2	3	2	5	10	54	IIIA	Regular A	
136.40	141.20	4.80	CLZ	Mod	R2	10	2	3	8	1	1	1	1	0	3	7	26	IVB	Mala B
141.20	145.50	4.30	CLZ	Lig	R3	40	4	8	10	2	2	3	2	5	15	51	IIIA	Regular A	
145.50	147.90	2.40	CLZ	Mod	R2	8	2	3	8	1	1	1	1	3	7	27	IVB	Mala B	
147.90	149.60	1.70	CLZ	Lig	R3	45	4	8	10	1	1	3	2	5	10	44	IIIB	Regular B	
149.60	153.20	3.60	F-CLZ	Muy	R1	5	1	3	8	0	0	0	0	2	4	18	V	Muy Mala	
153.20	154.10	0.90	CLZ	Mod	R3	38	4	8	8	2	2	3	2	3	15	47	IIIB	Regular B	
154.10	161.90	7.80	CLZ-OX	Mod	R2	15	2	3	8	1	1	1	1	3	10	30	IVB	Mala B	
Litología		Resistencia de la roca intacta				MPa		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO											
F	Falla	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla	1 - 5	RESIST. COMP. UNIA.	>250	(15)	100-250	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2)	<5(1)	<10(0)	1		
CLZ	Caliza	R2	Se desconcha con una cuchilla	5 - 25	R Q D (%)	90-100	(20)	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2			
COLV	Coluvial	R3	Se desconcha con dificultad, o/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.	25 - 50	ESPACIAMIENTO (m)	>2	(20)	0.6-2	(15)	0.2-0.6	(10)	0.06-0.2	(8)	<0.06	(5)	3			
BITM	Bituminosa	R4	No se raya ni desconcha o/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.	25 - 50	COND. DE JUNTAS	Peristencia	<1 m	(6)	1-3 m	(4)	3-10 m	(2)	10-20 m	(1)	>20 m	(0)	4A		
CARB	Carbonato	R5	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.	50 - 100	Apertura	Cerrada	(6)	<0.1 mm	(5)	0.1-1 mm	(4)	1 - 5 mm	(1)	>5 mm	(0)	4B			
OX	Oxido	R6	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.	100 - 250	Rugosidad	Muy rugosa	(6)	Rugosa	(5)	Lig. rugosa	(3)	Lisa	(1)	Espejo falla	(0)	4C			
Grado de alteración		R7	Solo se rompe esquirlas o/ la picota.	>250	Relleno	Limpia	(6)	Duro <5mm	(4)	Duro >5mm	(2)	Suave <5 mm	(1)	Suave >5 mm	(0)	4D			
San	Sano	R8	Solo se rompe esquirlas o/ la picota.	>250	Alteración	Sana	(6)	Lig. Altera	(5)	Mod. Alterada	(3)	Muy Alterada	(2)	Descompuesta	(0)	4E			
Lig	Ligero				AGUA SUBTERRANEA	Seco	(15)	Húmedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo	(0)	5			
Mod	Moderado				RMR	100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21	20 - 0		
Muy	Muy alterado				DESCRIPCION	I	Muy Buena	II	Buena	IIIA	Regular A	IIIB	Regular B	IVA	Mala A	IVB	Mala B		

DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles		LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA RAMPA DE EXPLORACION ROMINA 2										PROYECTO ROMINA 2 COMPANIA MINERA CHENGAR S.A.C.						
SONDAJE		COORDENADAS		E :		N :		Cota :		Longitud:		Realiz:	E.A.V.C	Hoja	Pág.			
DDH-PGJ-17-037		ORIENTACION		Azimut :		Inclinación :		-		267.00 m		Fecha:	febrero 2017	2 de 3	2			
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR											
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Per	Condición de juntas (4)				Alt	Agua (5)	RMR Total	
		Ap	Rug				Rel					Descripción						
161.90	166.20	4.30	F-CLZ	Muy	R1	10	1	3	8	0	0	0	2	4	18	V	Muy Mala	
166.20	168.80	2.60	CLZ-OX	Mod	R3	28	4	8	8	1	1	3	1	3	10	39	IVB	Mala A
168.80	174.25	5.45	CLZ	Lig	R4	40	7	8	8	2	1	1	2	5	15	49	IIIB	Regular B
174.25	174.80	0.55	CLZ-OX	Mod	R2	20	2	3	8	1	1	1	1	3	10	30	IVB	Mala B
174.80	177.20	2.40	CLZ-BITUM	Lig	R4	56	7	13	10	2	1	3	2	5	15	58	IIIA	Regular A
177.20	182.50	5.30	CLZ-BITUM	Mod	R3	30	4	8	8	2	1	1	1	3	10	38	IVB	Mala A
182.50	185.05	2.55	CLZ-CARB	Lig	R4	65	7	13	10	4	1	3	2	5	15	60	IIIA	Regular A
185.05	185.30	0.25	CLZ-CARB	Lig	R2	0	2	3	8	1	1	1	1	3	10	30	IVB	Mala B
185.30	191.10	5.80	CLZ-CARB	San	R5	72	12	13	10	4	4	5	4	6	15	73	II	Buena
191.10	194.15	3.05	CLZ	San	R4	40	7	8	8	2	1	1	2	6	15	50	IIIB	Regular B
194.15	205.85	11.70	CLZ	San	R4	55	7	13	8	2	4	3	2	6	15	60	IIIA	Regular A
205.85	208.90	3.05	CLZ	San	R3	30	4	8	8	2	1	1	2	6	15	47	IIIB	Regular B
208.90	209.20	0.30	CLZ	Lig	R2	10	2	3	5	1	0	1	2	5	15	34	IVB	Mala A
209.20	212.20	3.00	CLZ	San	R4	56	7	13	8	2	4	3	1	6	15	59	IIIA	Regular A
212.20	217.60	5.40	CLZ	San	R5	70	12	13	10	4	4	3	2	6	15	69	II	Buena
217.60	218.40	0.80	CLZ	Lig	R3	20	4	3	8	2	1	3	1	5	15	42	IIIB	Regular B
218.40	223.75	5.35	CLZ	San	R5	72	12	13	10	4	4	5	2	6	15	71	II	Buena
223.75	227.60	3.85	CLZ	Lig	R4	50	7	8	8	4	4	3	2	5	15	56	IIIA	Regular A
227.60	232.00	4.40	CLZ	San	R5	75	12	13	15	4	4	3	4	6	15	76	II	Buena
232.00	232.40	0.40	F	Muy	R2	10	2	3	8	1	1	1	1	2	10	29	IVB	Mala B
Litología		Resistencia de la roca intacta				MPa		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO										
F	Falla	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla	1 - 5	RESIST. COMP. UNIA.	>250	(15)	100-250	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2)	<5(1)	<10(0)	1	
CLZ	Caliza	R2	Se desconcha con dificultad, o/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.	5 - 25	R Q D (%)	90-100	(20)	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2		
COLV	Coluvial	R3	No se raya ni desconcha o/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.	25 - 50	ESPACIAMIENTO (m)	>2	(20)	0.6-2	(15)	0.2-0.6	(10)	0.06-0.2	(8)	<0.06	(5)	3		
BITM	Bituminosa	R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.	50 - 100	COND. DE JUNTAS	Peristancia	<1 m	(6)	1-3 m	(4)	3-10 m	(2)	10-20 m	(1)	>20 m	(0)	4A	
CARB	Carbonato	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.	100 - 250	Apertura	Cerrada	(6)	<0.1 mm	(5)	0.1-1 mm	(4)	1 - 5 mm	(1)	>5 mm	(0)	4B		
OX	Oxido	R6	Solo se rompe esquirlas o/ la picota.	>250	Rugosidad	Muy rugosa	(6)	Rugosa	(5)	Lig. rugosa	(3)	Lisa	(1)	Espejo falla	(0)	4C		
Grado de alteración		R4	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.	100 - 250	Relleno	Limpia	(6)	Duro <5mm	(4)	Duro >5mm	(2)	Suave <5 mm	(1)	Suave >5 mm	(0)	4D		
San	Sano	R5	Solo se rompe esquirlas o/ la picota.	>250	Alteración	Sana	(6)	Lig. Altera	(5)	Mod. Alterada	(3)	Muy Alterada	(2)	Descompuesta	(0)	4E		
Lig	Ligero	R6	Solo se rompe esquirlas o/ la picota.	>250	AGUA SUBTERRANEA	Seco	(15)	Húmedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo	(0)	5		
Mod	Moderado				RMR	100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21	20 - 0	
Muy	Muy alterado				DESCRIPCION	I	Muy Buena	II	Buena	IIIA	Regular A	IIIB	Regular B	IVA	Mala A	IVB	Mala B	

Figura 14

Contornos de concentración de polos, a partir de las estaciones geomecánicas EG-01 a EG-11.



De esta manera somos capaces de distinguir las familias de discontinuidades mostradas en la Figura 20 por concentración de polos, que son representadas en una planilla estereográfica mediante los polos medios y sus planos correspondientes

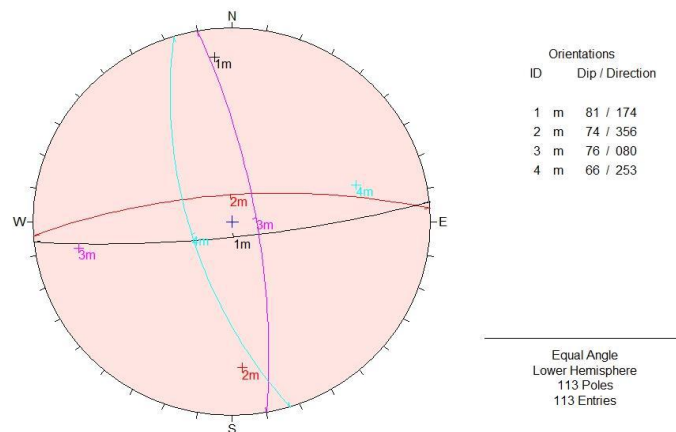


Tabla 8

Familias de juntas obtenidas del análisis estructural de la rampa.

ID Familia	Familia	Dip	Dip Ditection
1m	J1	81	174
2m	J2	74	356
3m	J3 (posible E)	76	80
4m	J4 (E)	66	253

Como puede observarse, se han obtenido un total de cuatro (4) familias de juntas, de las que la J4 representa la estratificación, y la J3 podría asociarse a la estratificación general, que en

este caso presentaría tan altos buzamientos que llegaría incluso a invertir el sentido del buzamiento, registrándose lecturas ya hacia el NE.

Un ejemplo de esta situación se puede apreciar en la **Fotografía 15** correspondiente a la EG-01, en la que se observa la estratificación general, tan verticalizada, que en la misma EG llega a buzarse hacia ambos sentidos opuestos.

Figura 15

Detalle de la estratificación vertical observada en la EG-01, en este caso se registran buzamientos tanto hacia el NE como hacia el SW



2.2.9. Toma de muestras

Con el objetivo de analizar las propiedades geotécnicas de los materiales presentes en la zona, se recolectaron muestras que posteriormente fueron probadas en laboratorio. Para ello, se utilizó el núcleo extraído del sondeo identificado como DDH-15.

Tabla 9

Resumen de muestras obtenidas para ensayo.

TALADRO N°	PROGRESIVA (m)	CANTIDAD TESTIGOS	LITOLOGIA
DDH-15	224.00 a 224.41	3	Caliza
	231.60 a 232.20	3	Caliza
	237.70 a 238.15	2	Caliza
	271.35 a 271.85	2	Caliza
	285.35 a 285.60	2	Caliza
	286.80 a 287.20	3	Caliza

2.2.10. Ensayos de resistencia

Con el fin de conocer los valores de resistencia a compresión de la roca, se ha procedido al ensayo de algunas muestras obtenidas de los sondeos realizados. Los ensayos realizados han sido del tipo Carga Puntual (Point Load) y Martillo de Schmidt (esclerómetro).

2.2.10.1. Ensayos de carga puntual o Point Load

Las pruebas fueron realizadas conforme a lo establecido en la norma ASTM D5731-02, empleando muestras extraídas del sondaje identificado como DDH-PGJ-17037. Siendo los resultados obtenidos en dichos ensayos:

Tabla 10

Resultados de ensayos de carga puntual (Point Load) sobre muestras del sondaje DDH-PGJ- 17037.

Sondaje	Profundidad (m)	Diámetro equivalente "De" (mm)	Carga de rotura (KN)	Indice de carga puntual "Is" (MPa)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
DDH PGJ-17037	28.50	63.0	8.3	2.09	52.3
		63.0	11.1	2.80	70.0
	70.50	63.0	19.5	4.91	122.9
		63.0	17.4	4.38	109.7
	84.00	63.0	12.6	3.17	79.4
		63.0	13.3	3.35	83.9
	116.50	63.0	8.5	2.14	53.6
		63.0	8.7	2.19	54.9
	195.77	63.0	8.5	2.14	53.6
		63.0	10.5	2.65	66.2
	255.70	63.0	22.7	5.72	143.1
		63.0	36.3	9.15	228.9
Promedio				3.72	93.2

2.2.10.2. Ensayos con martillo Schmidt (esclerómetro)

Además, se ensayaron algunas muestras mediante golpeo con martillo Schmidt o esclerómetro, siguiendo la norma ASTM D5873-00. Estas se muestran en la **Tabla 11**.

Tabla 11

Resultados de ensayos de golpeo con martillo Schmidt sobre muestras de sondaje.

Sondaje	Profundidad (m)	Indice de rebote "RL" (*)	Densidad (kN/m ³)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)
DDH 15	224.00 - 224.41	37	27	79
	231.60 - 232.20	49	27	149
	237.70 - 238.15	40	27	91
	271.35 - 271.85	31	27	55
	285.00 - 285.35	50	27	162
	286.80 - 287.20	50	27	162

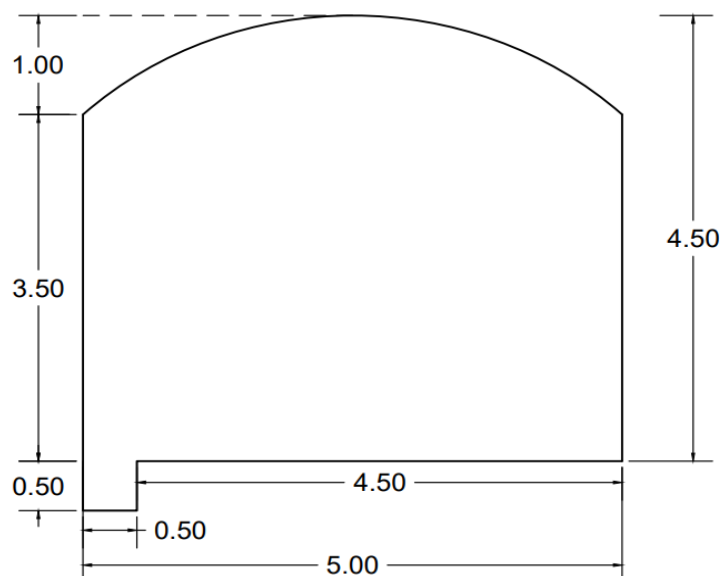
2.2.11. Definición geométrica y funcional de la rampa

Como se ha mencionado, la sección de la rampa presenta un ancho útil de 5.00 m y una altura interior de 4.50 m; cuenta, además con una cuneta lateral de 0.50 m de profundidad y 0.50 m de ancho.

La sección anterior, se ha definido mediante una bóveda de 1m y hastiales rectos de 3.50 m. En la Figura 16 está la definición geométrica de la sección.

Figura 16

Sección geométrica de la rampa - Sección interior de la rampa.



Esta sección permite el tránsito de camión volquete de 2.50 x 3.30m (ancho x altura).

2.2.12. Método constructivo

La longitud de la rampa, así como los materiales que se atraviesan, son propicios para la ejecución por medios convencionales mediante la aplicación de sostenimientos flexibles basados en el concreto lanzado, pernos, malla y arcos metálicos.

Este método constructivo se basa en varios principios esenciales:

- La estabilidad de excavación depende principalmente del macizo rocoso de la rampa. Es la propia roca la que actúa como soporte natural, al formar un arco de descarga que desvía las tensiones hacia los laterales del túnel, permitiendo que se sostenga por sí misma.
- Con el fin de favorecer una distribución más uniforme de las tensiones en la masa rocosa que rodea el túnel, se elige utilizar secciones con geometría circular, ya que estas reducen concentraciones de esfuerzo que suelen producirse en ángulos o esquinas marcadas.
- El sostenimiento debe colocarse de manera que permita cierta deformación controlada del macizo rocoso, sin poner en riesgo su estabilidad, favoreciendo así que la propia roca desarrolle su capacidad de soporte natural. En este sentido, la magnitud de la carga que deberá soportar el sostenimiento dependerá del momento en que se instale en relación con el progreso de la excavación.
- Durante la etapa de diseño se contemplan diversas alternativas de sostenimiento, adaptadas a la calidad del macizo previsto. Posteriormente, en el transcurso de la ejecución de la obra, estos esquemas iniciales se modifican y perfeccionan en función de la información obtenida a través de instrumentos de monitoreo y del análisis técnico del comportamiento real del túnel.

La ejecución de la rampa supone un proceso cíclico que se compone de:

- Perforación
- Carga de explosivo
- Disparo de la carga
- Evacuación de humos y ventilación
- Desatado de los hastiales y bóveda
- Carga y transporte del desmonte
- Ejecución del sostenimiento
- Replanteo de la nueva voladura

2.2.13. Prediseño de los sostenimientos

Suele desarrollarse mediante un enfoque progresivo, en el cual se aplican de manera secuencial diversos criterios y métodos, organizados en el siguiente orden:

- Clasificaciones geomecánicas: Se recurre inicialmente a sistemas de clasificación empíricos, desarrollados a partir de experiencias previas similares, los cuales permiten generar un esquema preliminar bastante preciso del tipo de sostenimiento requerido.
- Cálculo de bloques: Utilizando la teoría de bloques, se identifican las posibles zonas donde podrían generarse bloques inestables dentro del macizo rocoso, producto de la intersección entre fracturas y juntas. Este análisis es útil como complemento a las técnicas de simulación más avanzadas.
- Métodos numéricos: En una etapa más avanzada del diseño, y ya con un esquema de sostenimiento definido, se aplican herramientas de simulación numérica con el fin de validar y ajustar los elementos de refuerzo propuestos, asegurando su efectividad ante las condiciones reales del túnel.

En esta fase del proyecto, se realiza el predimensionamiento empleando las clasificaciones geomecánicas y estos son verificados mediante el cálculo de bloques.

2.2.14. Clasificaciones geomecánicas

2.2.14.1. Metodología

A partir del análisis de numerosos casos históricos relacionados con excavaciones subterráneas, Barton (1994), del Instituto Noruego de Geotecnia, desarrolló el Índice Q para clasificar la calidad del macizo rocoso en excavaciones subterráneas y definir el sostenimiento necesario. Este índice, utilizado ampliamente en túneles, se representa en una escala logarítmica de 0,001 a 1.000 y se calcula mediante una fórmula específica:

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

Donde:

RQD: Índice RQD.

J_n: Parámetro función del número de juntas.

J_r: Parámetro función de la rugosidad de las juntas.

J_a: Parámetro función del grado de alteración de las juntas.

J_w: Parámetro función de la presencia de agua en las juntas.

SRF: Parámetro función del nivel tensional que sufre la roca.

2.2.14.2. Índice de la Calidad del Túnel (Q)

Este índice, conocido como Q, se representa en una escala logarítmica que abarca desde 0,001 hasta 1.000, y su valor se obtiene a través de una fórmula específica.

Además, el índice Q puede estimarse a partir del índice RMR de Bieniawski mediante una relación empírica que permite convertir valores entre ambos sistemas de clasificación, mediante la expresión:

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}}$$

Barton considera tanto las dimensiones de la excavación como el propósito funcional de la obra (reflejado en el factor ESR) para calcular lo que denomina la “Dimensión equivalente” (De), la cual es clave en el diseño del sistema de sostenimiento a implementar.

$$Q = \frac{B}{ESR}$$

Donde:

B = anchura de la excavación (m)

ESR = parámetro función del nivel tensional que se obtiene de la tabla mostrada a continuación en función del uso que se vaya a dar a la excavación.

2.2.14.3. Parámetro función del nivel tensional (ESR)

Con los valores de la Dimensión equivalente (De) y del índice Q ya definidos, se puede estimar el sostenimiento necesario mediante el ábaco propuesto por Grinstad y Barton (1993). La Tabla 12 presenta los valores sugeridos del factor ESR, los cuales varían según el propósito de la excavación.

Tabla 12

Evaluación del E.S.R.

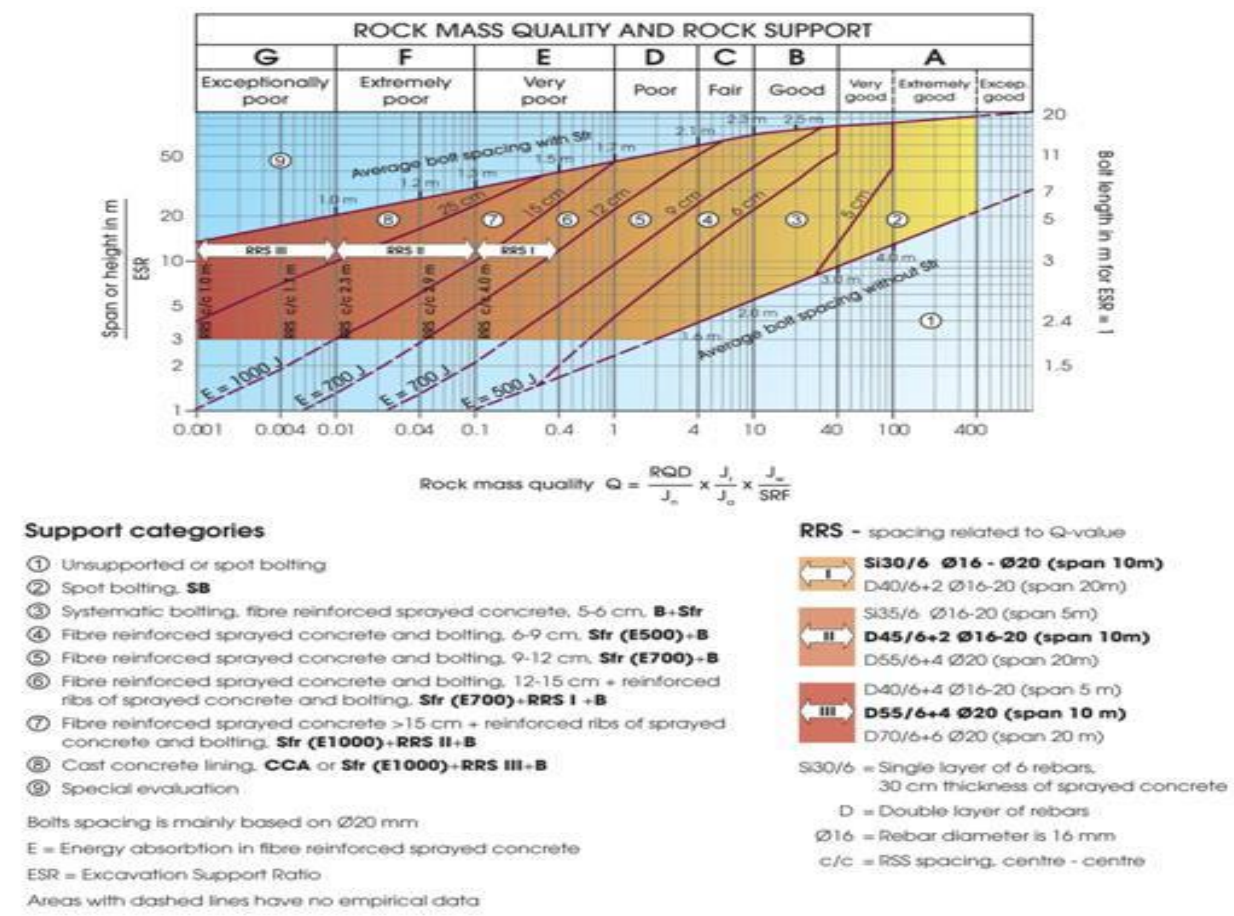
CLASE	TIPO DE EXCAVACIÓN	E.S.R.
A	Excavaciones mineras temporales.	3.5
B	Pozos verticales de sección circular.	2.5
C	Excavaciones mineras permanentes, túneles hidráulicos, túneles piloto, pozos planos, excavaciones iniciales en las de gran sección.	1.6
D	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferroviarios de sección media.	1.3
E	Cavernas hidroeléctricas, túneles de gran sección, excavaciones militares, emboquilles túneles.	1.0
F	Instalaciones nucleares, estaciones de ferrocarril e instalaciones industriales.	0.8

Nota. La siguiente tabla muestra la evaluación del E.S.R. Grinstad y Barton, (1993).

2.2.14.4. Determinación del sostenimiento de una rampa

A modo ilustrativo se incluye en la (“Figura 17”).

Figura 17
Determinación, aproximada, del sostenimiento de una rampa (Grinstad y Barton, 1993).



2.2.14.5. Parámetros de cálculo

Los parámetros son:

Tabla 13

Parámetros para el prediseño mediante el Ábaco de Barton.

SECCIÓN TIPO	Ø EXCAV. (m)	ESR	Ø EQ (m)	RMR CÁLCULO	Q CÁLCULO
ST - I	5.0	1.6	3.13	65	10.31
ST - II	5.0			50	1.95
ST - III	5.0			40	0.64
ST - IV	5.0			30	0.21
ST - V	5.0			20	0.07

Nota. Parámetros para el prediseño mediante el Ábaco de Barton; tomado de la fuente anuario de la Compañía Minera Chungar S.A.C. (2024).

2.2.14.6. Prediseño mediante clasificaciones geomecánicas

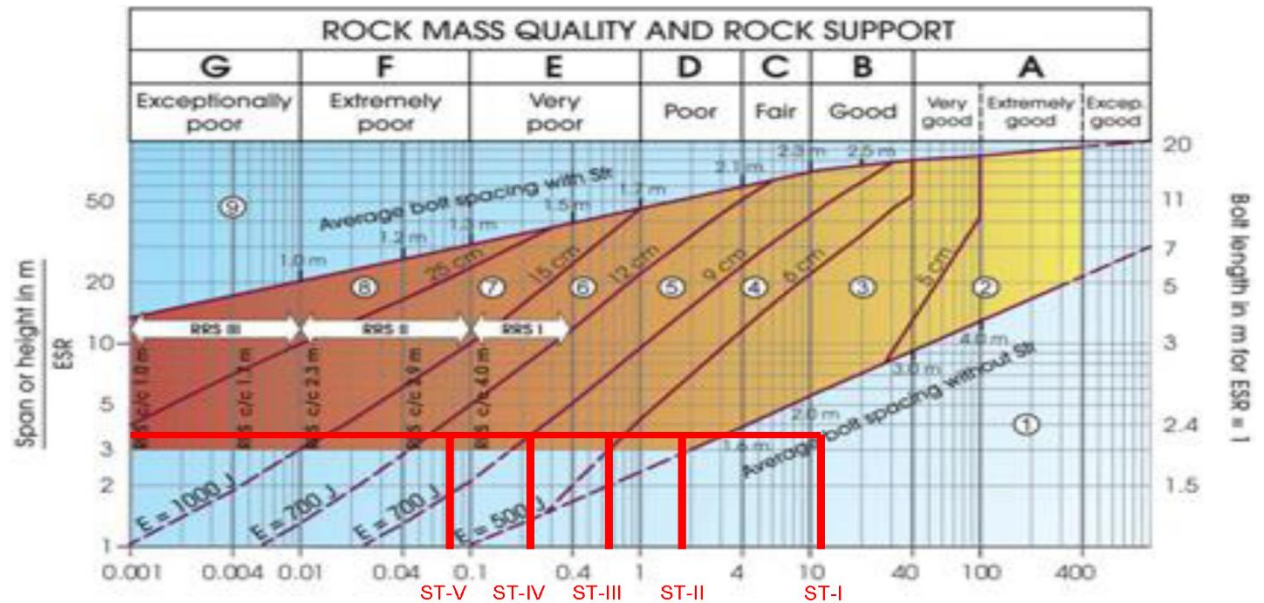
Resultados obtenidos.

De acuerdo a la metodología expuesta se procedió a realizar un prediseño considerando clasificaciones geomecánicas (**Figura 18**)

A modo ilustrativo se incluye en la (“Fig.18”) el prediseño mediante clasificaciones geomecánicas.

Figura 18

Prediseño mediante clasificaciones geomecánicas, extraída del “Informe Anual Compañía Minera Volcán” (2024).



Los resultados ponen de manifiesto las siguientes necesidades de soporte:

- ST-I
 - De aplicación para RMR superiores a 65
 - Pernos de 2.2 m de longitud espaciados 2.0 x 2.0 m
- ST-II
 - De aplicación para RMR comprendidos entre 50 y 65
 - 5.5 cm de shotcrete reforzado con fibras (Energía de absorción 500Jl)
 - Pernos de 2.2 m de longitud espaciados 1.8 x 1.8 m
- ST-III
 - De aplicación para RMR comprendidos entre 40 y 55
 - 6 cm de shotcrete reforzado con fibras (Energía de absorción 500 Jl)
 - Pernos de 2.2 m de longitud espaciados 1.6 x 1.6 m

- ST-IV
 - De aplicación para RMR comprendidos entre 30 y 40
 - 9 cm de shotcrete reforzado con fibras (Energía de absorción 700 JI)
 - Pernos de 2.2 m de longitud espaciados 1.3 x 1.3
- ST-V
 - De aplicación para RMR menores de 30
 - 11 cm de shotcrete reforzado con fibras (Energía de absorción 700 JI)
 - Pernos de 2.2 m de longitud espaciados 1.2 x 1.2
 - Marcos metálicos.

2.2.15. Sostenimientos propuestos

En base a lo anterior y a experiencias similares, se proponen los sostenimientos que se recogen en la Tabla 14.

Tabla 14

Sostenimientos propuestos

SECCIÓN TIPO	RMR	PASES DE AVANCE (m)	SOSTENIMIENTO (cm)	PERNOSS Ø25 L= 2,5 m		MARCOS LG (Espaciado m)
				Esp. Long. (m)	Esp. Transv. (m)	
ST-I	>65	> 4,0	Malla electrosoldada	2,0	2,0	NO
ST-II	50 - 65	3,0 - 4,0	3 en bóveda	1,5	2,0	NO
ST-III	40 - 50	1,5 - 3,0	5	1,5	1,5	NO
ST-IV	30 - 40	1,5	7.5	1,5	1,0	NO
ST-V	<30	1,0	15	NO		1,0

1. El concreto lanzado:
 - a. Tendrá una resistencia característica de 30 MPa
 - b. Estará reforzado con fibras de acero o fibras sintéticas con una dosificación tal que permita asegurar 700 JI de energía de absorción.
2. Se emplearán pernos fabricados con barras de acero, (helicoidales o corrugadas) de 2,5m y 25 milímetros de diámetro. Estos deberán ser totalmente anclados mediante inyección de pasta de cemento, cartuchos de cemento o cartuchos de resina.
3. En la sección ST-I se colocará malla electrosoldada.

2.2.16. Portal de la rampa

El término “portales” abarca tanto las labores preliminares necesarias en el terreno para dar inicio a la excavación de la rampa, como la edificación de las estructuras definitivas que conforman los accesos principales del proyecto.

El diseño de los portales se basa en principios técnicos que priorizan la estabilidad del terreno, la seguridad de la excavación y la integración con el entorno. Entre estos lineamientos destacan:

- Elegir ubicaciones estables, evitando áreas con signos de posibles deslizamientos que puedan agravarse con las obras.
- Mantener una geometría equilibrada en el emboquille para prevenir esfuerzos desiguales, incluso ajustando el eje de la rampa para reducir cortes descompensados.
- Estabilizar los taludes mediante técnicas como concreto proyectado, malla metálica y anclajes, según lo requiera el terreno.
- Implementar un sistema de presostenimiento (tipo paraguas) al inicio de la excavación para mayor seguridad.
- Modificar la forma del terreno afectado, suavizando pendientes y eliminando bordes rectos para lograr una morfología más natural.
- Minimizar el impacto visual mediante la construcción de túneles falsos o rampas extendidas, que permitan mantener la continuidad del paisaje existente.

Dado que la construcción de portales suele incrementar la pendiente de los taludes y reducir su estabilidad, se considera esencial instalar un paraguas de protección antes de iniciar la excavación.

Estos paraguas estarán constituidos por una aureola de micropilotes de 120 mm de diámetro de excavación y al menos 9 m de longitud, armados con un tubo de acero de 88.9 mm de diámetro exterior y 7.3 mm de espesor, que se solidarizan con una viga perimetral. Durante estos primeros metros de la rampa, se colocará un sostenimiento tipo V.

Por último, se ha diseñado una visera de protección de 2 m de longitud conformada por marcos, plancha acanalada y shotcrete (concreto lanzado).

Figura 19

Diseño del paraguas de micropilotes descrito, así como el de la visera de protección.

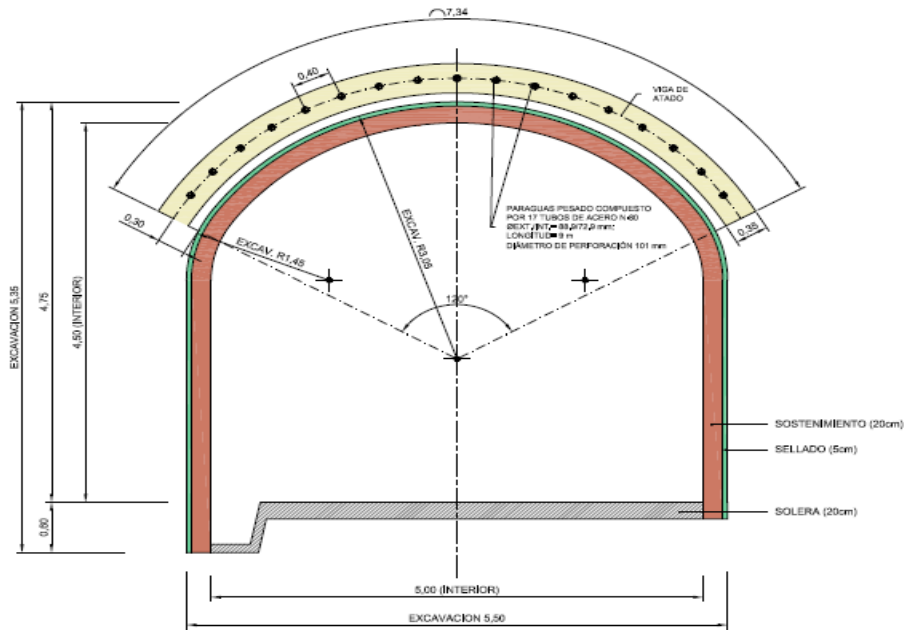
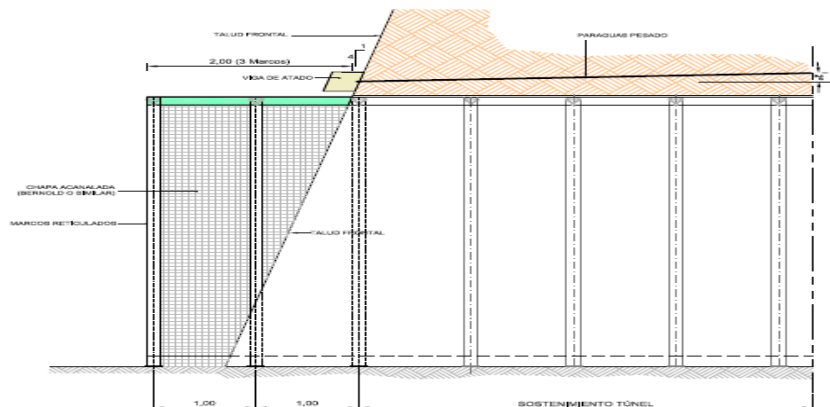


Figura 20

Sección de sostenimiento en el portal y visera de protección.



Por último, se ha diseñado una visera de protección de 2 m de longitud conformada por marcos, plancha acanalada y shotcrete (concreto lanzado).

De acuerdo a la orografía y la geología de la zona de entrada del túnel, se han diseñado el portal que se describe a continuación.

2.2.17. Diseño de la excavación

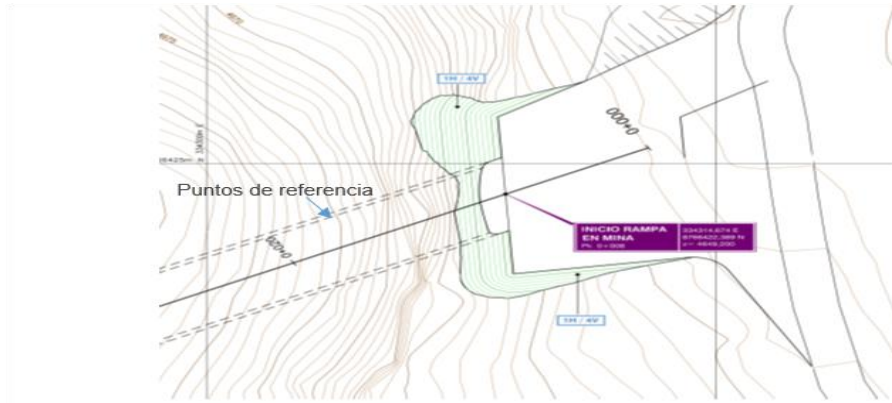
El diseño de los taludes provisionales en la excavación del portal debe enfocarse en garantizar la seguridad durante los trabajos y minimizar el impacto ambiental.

El portal de la rampa, será excavado en las calizas de la formación Ki-Chu que presentan una fracturación y estratificación favorable, por lo que se ha definido una pendiente de los taludes

de 1H/4V, (H: horizontal y V: vertical) obteniéndose unas alturas máximas de 15m en el talud frontal y 6m en taludes laterales. En la Figura 21 se puede observar el diseño geométrico del portal.

Figura 21

Diseño del portal de entrada en fase de excavación.



Comentario: 1H:4V(76°) medida de la inclinación de la superficie del talud.

Fuente: Geomecánica Mina.

2.3. Marco conceptual

2.3.14. Rampas

Las labores subterráneas con pendiente ascendente o descendente que conectan la superficie con diversos niveles operativos dentro de una mina se diseñan con distintos trazados geométricos, tales como formas rectas, curvas en zigzag, en espiral (en ocho), circulares o elípticas. Estas infraestructuras cumplen múltiples funciones esenciales para la operación minera: permiten el ingreso de maquinaria y personal, facilitan el transporte interno mediante vehículos con ruedas, posibilitan la extracción del mineral utilizando equipos de bajo perfil y proporcionan rutas para la ventilación; además, funcionan como vías para instalar servicios esenciales como redes de agua, aire comprimido y energía eléctrica.

Figura 22

Proyecto Rampa



Nota. Elaboración propia (Software AutoCAD)

2.3.14.1. Tipos de Rampas

Suelen ser de 3 tipos:

a) Rampa Inclinada

En minería subterránea, una rampa inclinada es una vía de acceso subterránea con pendiente que permite la conexión entre diferentes niveles de la mina, facilitando el transporte de personal, equipos y mineral. Estas rampas son cruciales para el acceso seguro y eficiente a los distintos niveles de la mina, permitiendo el movimiento tanto ascendente como descendente.

La función principal de la rampa inclinada sirve como vías de acceso y transporte dentro de la mina, conectando niveles subterráneos a diferentes profundidades.

Tiene una inclinación de diferentes pendientes, lo que permite el movimiento de vehículos y equipos de manera segura y eficiente.

En resumen, las rampas inclinadas son elementos esenciales en la minería subterránea, proporcionando acceso, transporte y ventilación, lo que las convierte en una infraestructura clave para la operación minera.

Figura 23

Rampa Inclinada



Nota. Elaboración propia (Software AutoCAD)

b) Forma de Espiral

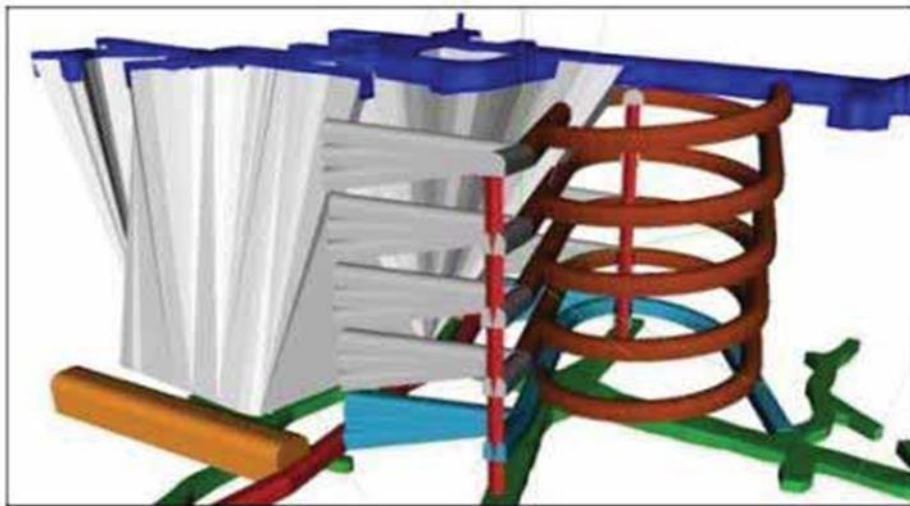
Este tipo de rampa representa el primer sistema implementado en el país para la conexión entre dos niveles o cotas dentro de una mina. Se construye dentro del cuerpo mineralizado y permite el paso continuo de maquinaria, funcionando como vía de transporte y seguimiento de la mineralización. Al final, se habilitan ventanas para preparar las zonas de explotación. La pendiente recomendada varía entre 7% y 12%. Superar este rango puede generar impactos negativos en el rendimiento de los equipos, ya que pendientes más pronunciadas reducen su capacidad de tracción, lo que se traduce en tiempos de transporte más largos y menor eficiencia en la extracción del mineral. No obstante, este tipo de diseño puede presentar limitaciones importantes, tales como:

- Reducción en la visibilidad del operador.
- Condiciones de seguridad deficientes para el personal y maquinaria.
- Mayor desgaste de los equipos debido al esfuerzo adicional requerido.

Debido a estas limitaciones, su uso en la actualidad es bastante reducido. Una desventaja adicional radica en su configuración estructural, la cual, junto con el uso continuo de maquinaria, puede generar un desgaste prematuro en los sistemas de dirección de los equipos; estas rampas suelen ser efectivas solo si la distancia vertical no excede los 30 metros. Más allá de ese rango, su funcionalidad y eficiencia se ven comprometidas. (GUTIÉRREZ VALERO, 2017).

Figura 24

Rampa en Espiral



Nota. Adaptado de, (DAVID, 2022).

c) Forma de zig – zag

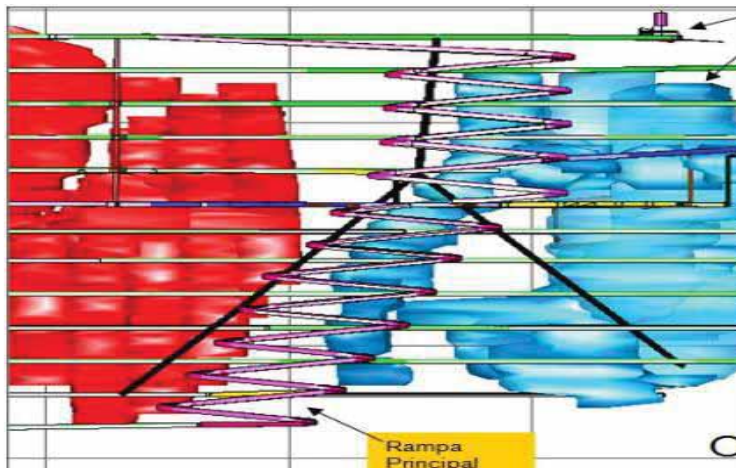
En la actualidad, las compañías mineras que aplican métodos sin rieles optan mayoritariamente por rampas en forma de zigzag, debido a su eficiencia y adaptabilidad. Estas rampas presentan las siguientes características:

- Su trazado suele iniciarse desde la superficie, siguiendo un recorrido paralelo al cuerpo mineralizado, y su longitud depende del tamaño y la extensión de la veta.
- Se diseñan con un pendiente promedio del 10%, la cual se reduce en las zonas de curvatura para facilitar el tránsito de equipos.
- Comúnmente, se excavan en zonas de material estéril, sobre formaciones de roca dura y con buenas condiciones geomecánicas.

- Según la práctica operativa, se recomienda que las rampas sigan, en lo posible, la dirección del yacimiento, ubicándolas preferentemente en uno de los flancos, siendo más ventajosa su localización en la caja inferior.
- Las dimensiones son determinadas según diversos criterios técnicos previamente establecidos en el diseño.

Figura 25

Rampa en ZigZag



Nota. Adaptado de, (DAVID, 2022).

2.3.14.2. Labores de profundización

Para acceder a recursos minerales que se encuentran en los cuerpos mineralizados del proyecto, se plantea desarrollar una rampa en el nivel 4650 con una pendiente negativa del 12 %. Esta labor permitirá no solo explorar e identificar las diferentes estructuras mineralizadas complementando los datos obtenidos en los sondajes, sino también facilitar el acceso a dichos recursos. La construcción de esta rampa cumplirá una doble función: servirá como vía para la extracción del mineral y como medio de transporte dentro de la operación subterránea. Esto permitirá mejorar tanto la productividad como los niveles de producción, impulsando el inicio de mecanización en la profundización y extracción. Además, su aplicación permitirá mantener la operación continua de la mina, facilitando una gestión ordenada de las actividades de minado y logrando una notable disminución en los costos operativos.

Rampa: Se entiende por rampa a una galería construida con una inclinación, ya sea ascendente o descendente, cuya finalidad es conectar dos niveles ubicados a distintas alturas dentro de la mina. Su sección debe estar diseñada de manera que facilite tanto el acceso y salida del personal como el tránsito de maquinaria, equipos y materiales necesarios para las

operaciones. Por esta razón, la rampa se convierte en una de las labores auxiliares más importantes en el proceso de explotación minera.

Gradiente: Define la inclinación máxima permitida en las rampas para asegurar un desplazamiento eficiente y seguro de la maquinaria. En este proyecto, se ha adoptado una pendiente del 12 %, conforme a lo establecido en los D.S. 024-2016-EM y 023-2017-EM. Esta inclinación ha demostrado ser funcional en el transporte subterráneo, permitiendo una evacuación fluida de mineral y desmonte. Para mejorar aún más la eficiencia del acarreo, es clave tener en cuenta factores del entorno, como una ventilación adecuada, que incide directamente en el rendimiento de los equipos.

El trazado del radio de giro en una rampa subterránea se determina considerando las características del vehículo más voluminoso que circulará por ella, priorizando especialmente a los equipos de acarreo de mineral, ya que requieren el mayor espacio para maniobrar con seguridad. En rampas tipo zigzag, se establece un radio promedio de 15 metros, el cual asegura una maniobrabilidad adecuada y un margen de seguridad para la operación eficiente de los equipos.

Peralte: Se aplica en las curvas para compensar la fuerza centrífuga que actúa sobre los equipos en movimiento. Esta inclinación favorece la estabilidad durante el giro, disminuye la probabilidad de vuelcos y contribuye a una conducción más segura dentro de la rampa.

Geomecánica: Mediante el análisis geomecánico del macizo rocoso en labores subterráneas, se pueden definir las estrategias más adecuadas para el sostenimiento de las excavaciones.

Cada tipo de roca presenta propiedades físicas específicas, y dependiendo de su estado y de las condiciones geológicas, puede ser necesario aplicar refuerzos adicionales. Estas medidas buscan estabilizar los estratos, consolidar bloques sueltos y prevenir colapsos, garantizando así la seguridad y continuidad de las operaciones.

2.3.14.3. Conceptos Básicos de Perforación

Perforación: Creación de un orificio de forma cilíndrica sobre una roca, mediante la combinación de impactos y giros. Este procedimiento puede realizarse de manera manual o mediante equipos mecanizados, con el fin de preparar el terreno para la carga de explosivos que permitirán la fragmentación del material rocoso.

Percusión: Se refiere al impacto repetitivo generado por el pistón, activado por un sistema hidráulico. La energía producida se transmite a través del adaptador (shank), pasando por la barra de perforación hasta alcanzar la broca, la cual transfiere dicha energía directamente a la roca.

Avance: Para una transmisión eficiente de energía, es necesario mantener la broca constantemente en contacto con la superficie rocosa. Esta presión de empuje, proporcionada por el martillo perforador, debe ajustarse de acuerdo a la dureza del macizo rocoso. En el caso de roca previamente fracturada, es recomendable aplicar presiones más bajas tanto en percusión como en avance, observando el comportamiento del equipo para establecer el nivel adecuado.

Rotación: Giro de barra de perforación que permite reposicionar la broca entre cada golpe, facilitando así el corte continuo de la roca. Este movimiento es generado por un motor hidráulico incorporado en el martillo perforador, el cual actúa a través de un sistema de transmisión interno.

Broca: Elemento terminal del sistema de perforación, responsable de aplicar directamente la energía para penetrar la roca mediante una acción mecánica de corte e impacto.

Shank (Adaptador de culata): Es el componente que conecta el martillo perforador con la barra, recibiendo la energía de rotación y transmitiéndola hacia adelante dentro del sistema de perforación.

Sirve como medio de conducción de energía desde la perforadora hasta la broca, permitiendo que tanto el movimiento de percusión como el de rotación se transmitan eficazmente hasta el frente de trabajo.

2.3.14.4. Conceptos básicos de voladura

Explosivo: Se trata de un compuesto químico que, al ser activado por ciertos estímulos externos, sufre una rápida descomposición que libera una enorme cantidad de energía y gases. Estas sustancias representan la fuente principal de energía de la voladura, pues en una fracción de segundo se convierten en gases y sólidos como resultado de la reacción explosiva. Durante esta transformación, su volumen original se expande de forma explosiva hasta convertirse en una masa de gases a temperaturas extremadamente altas, lo que genera presiones igualmente elevadas.

Detonación: Es una transformación físico-química súbita y violenta que libera gran volumen de gases calientes en un tiempo muy reducido. Estos gases se expanden violentamente, produciendo una presión considerable sobre la roca y las superficies adyacentes.

Velocidad de detonación: Rapidez de la onda de detonación que se desplaza dentro del explosivo. Este valor determina la velocidad a la que se libera la energía durante la voladura, ya sea que el explosivo esté en espacio abierto o contenido dentro de un taladro.

Confinamiento del explosivo en el taladro: Busca garantizar un contacto eficaz entre el explosivo y las paredes del orificio, lo cual es esencial para maximizar la transmisión de la onda de choque hacia la roca y lograr una fragmentación eficiente. Si existen espacios vacíos o el explosivo está mal colocado, se pierde eficacia en la fragmentación.

Cara libre: Es fundamental en la voladura porque permite el reflejo de las ondas de tensión que provocan la fractura de la roca. Si no se dispone adecuadamente, las ondas de compresión no se reflejan eficazmente, disminuyendo la eficiencia de la voladura y provocando una mayor propagación de energía en forma de vibraciones sísmicas.

Distancia del taladro a la cara libre: Distancia entre el 1er taladro y cara libre; es adecuada al diámetro del taladro utilizado. Si la distancia es excesiva, las ondas no se reflejarán eficazmente y la fractura se limitará a una pequeña zona superficial, generando un efecto de cráter en lugar de una voladura efectiva.

Corte o arranque: La clave de una buena voladura subterránea es iniciar con una cavidad conocida como corte, que al detonarse crea una nueva cara libre más amplia. Esto permite que los demás taladros, tanto del centro como de los bordes, puedan actuar con mayor eficacia, logrando una fragmentación uniforme. Existen distintos métodos para ejecutar esta primera etapa de disparo según la configuración del frente.

Corte quemado: Consiste en un grupo de taladros con diámetro igual perforados muy próximos entre sí, siguiendo diversas distribuciones. En este tipo de corte, algunos taladros se dejan sin carga explosiva, actuando estos vacíos como superficies libres que facilitan la fragmentación.

Corte cilíndrico: Este diseño comparte una disposición similar al corte quemado, diferenciándose en el hecho que más de un taladro sin carga tienen un diámetro mayor al del resto. Esta variación permite una formación más eficiente de una cavidad cilíndrica, lo que mejora la apertura inicial del frente de trabajo.

2.3.14.5. Conceptos Básicos de Carguío y Acarreo

Ciclo de carga: Este concepto hace referencia al tiempo transcurrido desde que el operador deposita la primera carga de material en el volquete hasta que finaliza completamente el proceso de llenado del mismo, mediante un claxon, se indica que el camión ya está completamente cargado. Un ciclo típico con equipo discreto incluye las etapas de carga, traslado, descarga y retorno. Para fines de planificación o selección de maquinaria, es fundamental considerar la duración de cada una de estas fases. La suma de todos estos tiempos define el tiempo total de ciclo.

Carguío: Es una fase esencial en la explotación minera, en la que se determinan las áreas específicas desde donde se extraerá el material, las direcciones de operación de los equipos, la cantidad de maquinaria necesaria, y la clasificación del mineral con base en su ley para dirigirlo al destino correspondiente.

Disponibilidad: Corresponde al número de horas en que un equipo se encuentra en condiciones mecánicas óptimas para operar.

Rendimiento: Es la capacidad teórica de producción de una máquina bajo condiciones ideales.

Productividad: Mide la producción obtenida en relación con el tiempo, mostrando el nivel de eficiencia con el que se emplean los recursos para generar bienes o servicios.

Utilización: Indica el porcentaje del tiempo total disponible durante el cual una máquina está operando activamente en la tarea para la que fue diseñada, reflejando su grado de aprovechamiento.

Eficiencia: Es la proporción de la capacidad productiva real del equipo respecto a la teórica, considerando factores que afectan el rendimiento, como condiciones del entorno, del operador o del propio equipo. Se calcula como el promedio de minutos de trabajo efectivo a plena capacidad en 1h entre 60.

Factor de Esponjamiento: Representa el aumento en el volumen del material extraído de su estado natural y depositado en un espacio abierto. Se expresa como porcentaje o fracción, ya que el material fragmentado ocupa más volumen que en su forma compacta.

CAPÍTULO III:

MARCO GEOGRÁFICO Y GEOLÓGICO DEL ÁREA DE ESTUDIO

3.1. Marco Geográfico

Compañía minera chungar (CMCH), tiene previsto la ejecución de excavaciones subterráneas de diferente sección y gradiente, bajo el nombre de proyecto de exploración preparación puagjanca-romina2.

En la tabla 15 está el programa de avances anualizado 2025 - 2026.

Tabla 15

Programa de avances

FASE	Años		TOTAL (m)
	2025	2026	
Desarrollo	733	505	1238
Preparación			
Total General			1238

Nota. La tabla muestra el programa de avances del proyecto; la fuente tomada de la Compañía Minera Chungar (2024).

La ejecución del proyecto durará de 15 meses ejecutada en dos fases, del año 2025 considerando la continuación de la misma para el año 2026. Se estima 30 días útiles de trabajo por cada mes.

3.2. Entorno Físico

3.2.1. Ubicación del área de estudio

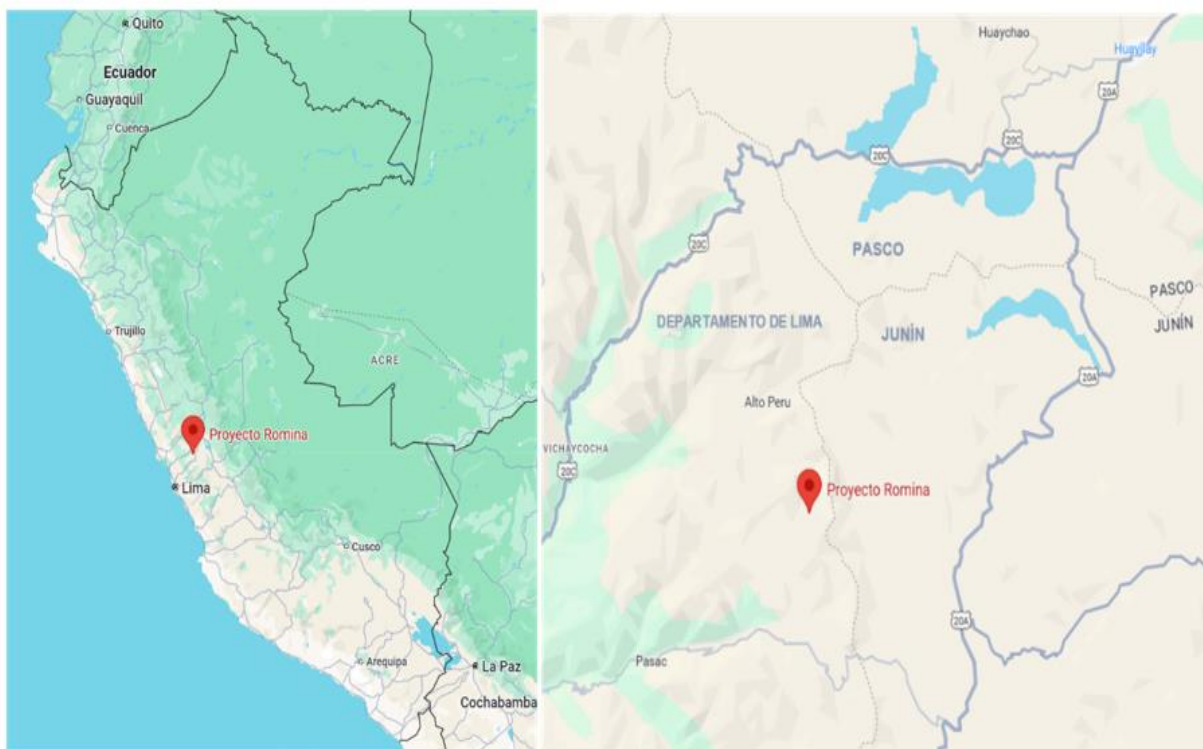
El proyecto Puagjanca-Romina 2 de Compañía Minera Chungar S.A.C. se ubica en los andes centrales, a 115 km en línea recta al NE de la Ciudad de Lima, Departamento de Lima, Provincia de Huaral, distrito de Santa Cruz de Andamarca, a una altitud media de 4700 m.s.n.m.

Figura 26
Proyecto Romina 2



Nota. Adaptado de Anuario de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

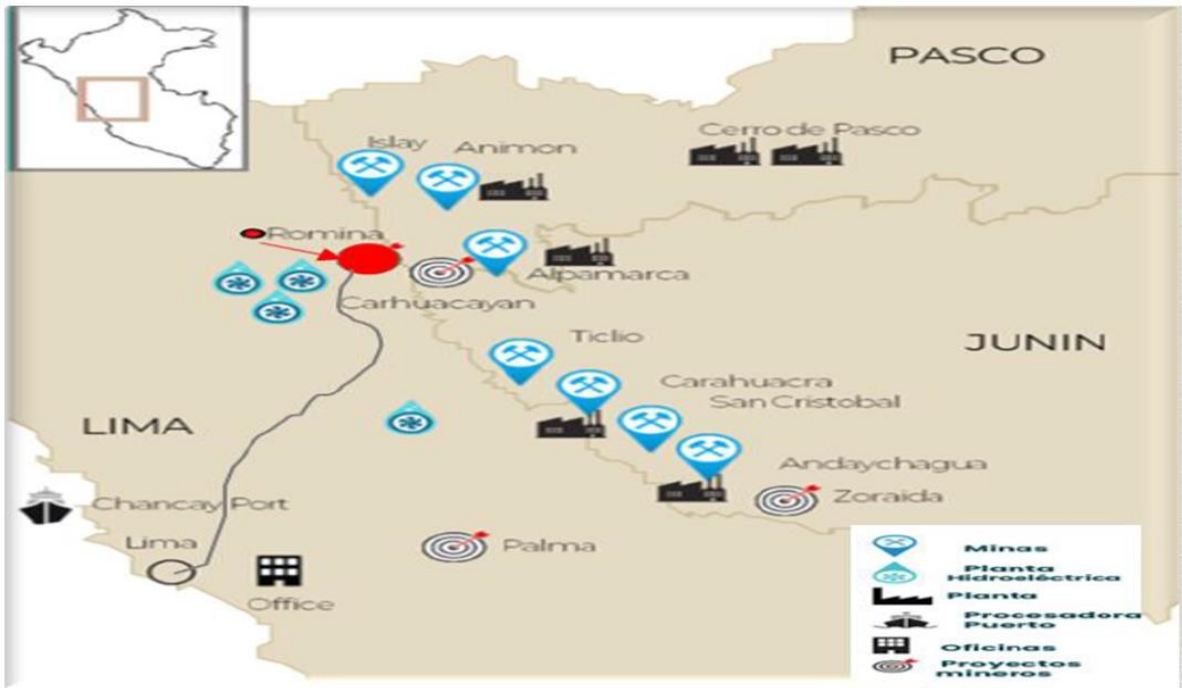
Figura 27
Ubicación de Proyecto Puagjanca - Romina2



Nota. Adaptado de Anuario de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

Figura 28

Ubicación de Proyecto Puagjanca - Romina2



Nota. Adaptado de Anuario de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

3.2.2. Accesibilidad

Se Accesa de tres maneras al proyecto Puagjanca-Romina2.

Tabla 16

Vías de acceso (Lima - Proyecto)

VIA DE ACCESO 1		VIA	DISTANCIA (km)
Lima	Huaral	Asfaltado	90
Huaral	Acos	Asfaltado	58
Acos	Puente Chicrin	Afirmado	40
Puente Chicren	Proyecto	Trocha	23
TOTAL			211
VIA DE ACCESO 2		VIA	DISTANCIA (km)
Lima	Oroya	Asfaltado	184
Oroya	Huayllay	Asfaltado	138
Huayllay	Dsv. Chungar Antiguo	Afirmado	43
Dsv. Chungar Antiguo	Proyecto	Trocha	29
TOTAL			394
VIA DE ACESO 3		VIA	DISTANCIA (km)
Lima	Canta	Asfaltado	102
Canta	Alpamarca	Afirmado	70
Alpamarca	Proyecto	Trocha	34
TOTAL			206

Nota. La siguiente tabla muestra las distintas rutas de acceso a la unidad minera; tomado de la fuente anuario de la Compañía Minera Chungar S.A.C. (2024).

3.2.3. Clima y Vegetación

La zona es de clima seco o frío, propio de la puna. Durante enero - marzo, hay lluvias ocasionales, mientras que en otros meses predomina un ambiente seco, acompañado de frecuentes heladas especialmente entre abril y junio, con temperaturas que suelen descender hasta -3 o -4 °C. Este entorno climático se clasifica como "Clima Seco de Alta Montaña", presentando dos estaciones bien diferenciadas:

- Una época seca, (mayo-diciembre), a -15 °C - 15 °C de temperatura.
- Una época húmeda o lluviosa, que abarca de diciembre a abril, con rangos térmicos que van desde los -5 °C hasta los 18 °C.

En cuanto a las precipitaciones anuales, el promedio registrado es de 890 mm (equivalente a 35 pulgadas), concentrándose alrededor del 80% de este total durante la temporada lluviosa. La humedad relativa promedio se sitúa en 60% entre enero y marzo, coincidiendo con cielos mayormente nublados y baja altura de nubosidad. En cambio, entre abril y diciembre, la humedad relativa desciende al 50%, predominando cielos despejados con presencia de nubosidad alta.

Tabla 17

Clima y vegetación.

Zona			
	Característica	Temperatura C°	Meses
Clima	Frígido	3	Enero – Marzo
	Seco	4	Enero – Marzo
	Típico de puna	Bajo cero	Abril – Junio

Nota. La siguiente tabla muestra las características de la zona del proyecto a ejecutar; tomado de la fuente anuario de la Compañía Minera Chungar (2024).

Debido al clima extremadamente frío, la vegetación es poca pues, existen pocas áreas con depósitos aluviales que favorezcan el desarrollo de plantas.

El paisaje vegetal corresponde al típico ecosistema de la región puna y de zonas cordilleranas, predominando especies adaptadas a las condiciones adversas, como los pastos duros y resistentes. En su mayoría, el terreno está cubierto por ichu y otros pastos silvestres, que son los más representativos de estas altitudes. Los pobladores locales identifican estos pastizales como propios del entorno de altura, característicos de la puna y de las estribaciones andinas.

3.2.4. Geomorfología

El área del proyecto está localizada en la región altoandina, específicamente en la zona de puna, dentro de un entorno glaciar caracterizado por relieves suaves y altitudes elevadas que

comienzan desde los 4,200 m.s.n.m. La ubicación exacta del proyecto alcanza una altitud aproximada de 4,700 m.s.n.m. Siendo sus características:

Tabla 18

Geomorfología de la mina Chungar.

Geomorfología			
Superficie	Ambiente	Altitud	Altitud del proyecto
Puna	Glaciar	4200	4700
		msnm	msnm

Nota. La tabla nos indica las características geomorfología; tomado de la fuente anuario de la Compañía Minera Chungar S.A.C. (2022).

3.3. Entorno Geológico

3.3.1. Geología General

Se ubica en la cuenca miogeosinclinal Andina y está localizada en la divisoria continental; corresponde a la parte denominada zona estratigráfica de la cuenca cretácica, que corre a modo de una faja paralela a la costa y está ligada a zonas estructurales que han controlado la historia geológica del lugar.

La interpretación geológica general se ha extraído la información de los trabajos de la empresa minera milpo, basados en antecedentes bibliográficos y en su experiencia obtenida de la exploración de otros yacimientos próximos en explotación. Esta interpretación resultaría válida, a priori, tanto para las condiciones geológicas generales, como para la justificación de los yacimientos existentes.

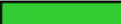
Cabe destacar, que todos los sondeos observados en la zona de mineralización investigada, han afectado rocas calizas, areniscas, lutitas, margas, mármoles, intrusivos de tipo diorita, skarn, y mineralizaciones masivas, con edades desde el Cretácico al reciente, lo que encajaría con la interpretación realizada, tanto geológico-estructural, como histórica y de génesis de yacimientos, que se propone en los documentos antecedentes, y que se incluye como base en este informe.

Figura 29
Se muestra extracto del mapa geológico regional; mapa del cuadrángulo de canta.



Nota. Se puede observar la litología y estructura general del entorno de investigación. (Sector I – Hoja 23-j-1. INGEMMET).

Figura 30
Extracto del mapa geológico regional, y leyenda de las principales unidades que afectan al sector de estudio (INGEMMET).

LEYENDA - MAPA GEOLÓGICO REGIONAL					
PALÓGENO	OLIGOCENA	Grupo Calipuy	Fm. Colqui	 N-col	Tobas piroclásticas de composición dacítica, interestratificado con brechas volcánicas color verdoso, calizas laminares color gris a negro con olor fétido.
			Mbro. Superior	 PN-ca_s	Estratos de. Tobas liticas (matriz lávica), toba de arena y escasos líticos, traquiandesitas color pardo, andesitas afaníticas, dacita, presentan alteración clorítica.
			Mbro. Inferior	 P-ca_i	Toba de cristales, matriz de cuarzo feldespato, cristales de cuarzo corroído, plagioclasa alterándose a sericita, biotita secundaria.
CRETÁCEO	SUPERIOR		Fm. Casapalca	 KsP-ca	Conglomerados conclastos redondeados de cuarcarenitas, volcánicos, subredondeados y calizas, matriz de arena gruesa color gris verdoso, interestratificada con arenas cuarzo feldespática de grano grueso color verdoso.
			Fm. Jumasha	 Ks-ju	Calizas gris azulina en estratos gruesos masivos con chert.
			Fm. Pariatambo	 Ki-pt	Interestratificación de arenisca, lutita y limonita color rojo pardo en estratos delgados y calizas laminadas gris de manera de manera lenticular.
	INFERIOR	Grupo Goyllánquiza	Fm. Chulec	 Ki-chu	Caliza gris azulina en estratos gruesos masivos con chert.
			Fm. Paríahuana	 Ki-ph	Calizas negras en estratos delgados, interior a 1m, presentan un olor fétido, interestratificado con calizas nodulosas, tanto la litología como la coloración es un paso gradual en La base.
			Fm. Farrat	 Ki-fa	Estratos de margas calcáreas con caliza lenticular delgada que intercala con caliza gris blanquesina en estratos gruesos que pueden ser de grosor mayor a 2m, hacia el techo.
			Fm. Carhuaz	 Ki-ca	Estratos delgados interior a 1m, en la base hay interperismo con manchas ferruginosas ó estratos centimétricos (15 a 20cm) ferruginosa, calizas gris masiva, contenido restos fósiles pequeños menores de 1cm ó muy fragiles remplazados de fierro, tambien cuerpos alargados.
			Fm. Santa	 Ki-sa	Estrato de arenisca cuarzosa con megaestructuras de laminación oblicuas, canales de conglomerados con clastos de cuarzo menore sa 1cm, subredondeados los estratos de aspecto masivo fácilmente confundibles con las megaestructuras.
			Fm. Chimu	 Ki-chi	Estratos de lutita gris, marron, rojiza, arenisca muyfina con estructuras Ripple Marks, cuarcarenitas gris blanquesina en la parte inferior hay laminas calcáreo amarillento grisáceo.
			Fm. Oyón	 Ki-oy	Estratos de caliza gris azulina masivas carstificadas, arcillas pardas con modulos calcáreos.
					Estratos de cuarcarenita blanquesina con estratificación oblicua.
					Estratos de lutitas negras, cuarcarenitas gris blanquesina y niveles masivos lenticulares de carbon.

Nota. Elaboración propia en base a (INGEMMET).

3.3.2. Geología Regional

Regionalmente el Proyecto Puagjanca-Romina II se encuentra en una secuencia de rocas sedimentarias del mesozoico, fuertemente afectada por un sistema de plegamientos, fallas y sobre corrimientos con convergencia NE y rumbo general NW-SE, por sobre las que se depositaron rocas volcánicas terciarias.

Las unidades cretácicas están representadas por rocas clástica-carbonáticas del grupo goyllarisquizga que infrayacen a las calizas y margas de las Formaciones Pariahuanca, chulee, pariatambo y jumasha. Sobre las unidades anteriores se depositaron los sedimentos continentales de la formación casapalca y los volcánicos andesíticos, dacíticos y riolíticos del grupo calipuy.

Figura 31

Columna estratigráfica representativa de los materiales descritos.

COLUMNA ESTRATIGRAFIA			
EDAD	COLUMNA ESTRATIGRAFICA	FORMACIONES	LITOLOGIA
CUATERNARIO	M 4290		Depositos moménicos
TERCIARIO INFERIOR		CALIPUY	Lavas andesítica, piroclásticos, lufos, basaltos, riolitas y dacitas.
		CASAPALCA	Areniscas y margas de color rojo, verde con algunos lechos de conglomerados y ocasionales horizontes calcareos.
CRETACIO SUPERIOR	ROMINA Y MARCOCANCHA	JUMASHA	Calizas de color gris claro, la parte inferior es margosa.
CRETACIO INFERIOR	WHY NOT 750 600 M	PARIATAMBO	Predominancia de margas marron oscuro
		CHULEC	Margas con bancos de caliza
		PARIHUANCA	Caliza gris fosileca
		FARRAT	Areniscas blancas deleznales
		CARHUAZ	Lutitas y areniscas
		SANTA	Caliza finamente estratificada
		CHIMU	Ortocuarcita de grano medio

Nota. Adaptado de (Compañía Minera Chungar, 2022).

3.3.3. Geología Distrital

En el Cerro Puagjanca afloran nueve (9) formaciones, de los cuales ocho (8) corresponden al Cretáceo Inferior (Chulee, Carhuaz, Pariahuanca, Pariatambo, Farrat, Chimú, Santa, Pariahuanca, Pariatambo) y una (1) formación Jumasha que corresponde al Cretáceo Superior.

- Fm. Chimú: Areniscas cuarcíticas.
- Fm. Santa: Calizas grises de grano medio y estratificación delgada. metalotecto favorable.
- Fm. carhuaz, potencia de 300m, areniscas pardo amarillentas, lutitas rojizas y verdosas.
- Fm. Farrat: Potencia de 50m, ortocuarcitas blanquecinas.
- Fm. Pariahuanca: areniscas y calizas de color gris pardo, grano medio.
- Fm. Chulee: Aflora ampliamente, son calizas de color beige de grano medio, intercaladas con horizontes margosos de estratificación delgada y abundantes fósiles. En esta formación ocurre la mayor parte de la mineralización reconocida en el proyecto cerro puagjanca.
- Fm. Pariatambo: Potencia de 100m, calizas de color gris oscuro, grano fino, conteniendo nódulos de cherts, intercalada con horizontes de calizas bituminosas deleznales con esporádicos fósiles.
- Fm Jumasha: caliza gris azulado, su estratificación es gruesa varía desde 1m hasta 3m, Esta formación es la roca huésped en las minas Chungar y Santander.

3.3.3.1. Rocas intrusivas

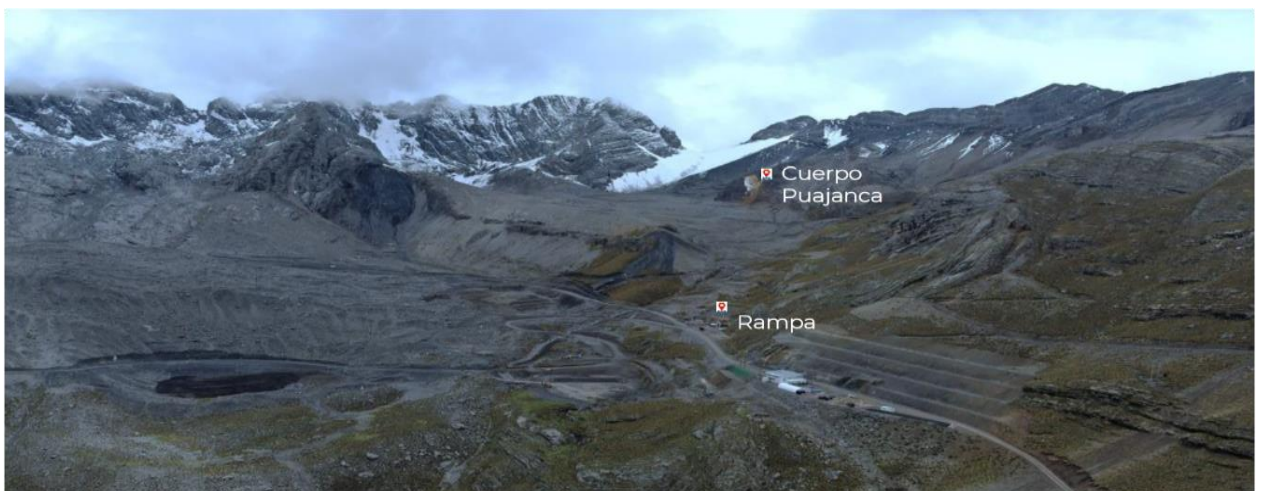
En la zona, la sucesión de sedimentos ha sido intruida por cuerpos menores como diques y pequeños stocks de composición pórfido diorítico, cuarzo monzonítico y gabrodiorítico. Estas intrusiones han originado zonas de alteración y mineralización tipo skarn, afectando principalmente a las calizas Santa y Chulec, y en menor medida a las calizas Pariahuanca.

3.4. Geología Local

El principal control es estructural definido por la intersección de la Falla Yuncan (NE-SW) y el eje de un anticlinal de rumbo general N20W (Anticlinal Santander). El segundo control de la mineralización es litológico (Formación Pariahuanca).

Figura 32

Alteración del cuerpo Puagjanca-Romina2



De los trabajos realizados específicamente para investigación de la galería que aquí se trata, que se describen en el capítulo siguiente y que básicamente son los dos sondajes que se incluyen (DDH-PGJ-17-037 y DDHPGJ- 187-038) y algunos datos superficiales, puede confirmarse que la rampa discurrirá mayoritariamente a través de rocas carbonatadas del Cretácico, que aunque sin distinguir formaciones específicas en los logueos de las perforaciones, parecen responder a litologías de la *formación chulec*, única formación cartografiada en superficie sobre la planta directa del trazado, hasta alcanzar el cuerpo mineralizado de tipo skarn, que se pretende, en los últimos metros de la rampa.

Pese a los recubrimientos cuaternarios que tapizan y enmascaran los afloramientos rocosos cretácicos, la estructura, donde ha podido observarse, responde a una dirección general andina (NW-SE) y presenta buzamientos medios-altos hacia el suroeste, aunque con importantes variaciones locales susceptibles de encontrarse en profundidad, como se desprende de la testificación de los sondeos. A pesar de que en superficie se han registrado direcciones y ángulos de buzamiento muy variables, con hasta 150°-180° de diferencia en azimuth en muy pocos metros, analizando en detalle los alineamientos generales observados en foto aérea, nos inclinamos por asignar esta orientación principal de dirección δ N160°E y buzamiento β 55°SW a la serie general, aunque son más que probables variaciones en ángulo, tanto en dirección como en inclinación, pudiendo alcanzar ocasionalmente buzamientos verticalizados, como los observados en superficie de hasta β 82° en ambos sentidos.

Resulta abundante la presencia de óxidos, calcificaciones, signos de alteración localizada, y zonas de muy alta fracturación, probablemente debidas a la intersección de fallas y fracturas, y al hidrotermalismo asociado.

También se han detectado algunos niveles con intercalaciones bituminosas, como en el sondeo PGJ-17-037 a profundidades superiores a los 100 m, y zonas muy calcificadas de colores claros con calcitas de precipitación tardía que llegan a alcanzar los 3-4 m de afección en los sondajes, probablemente asociados también a hidrotermalismo.

Como accidentes de consideración se cruzará una falla regional de salto inverso, y probablemente con carácter transformante, cartografiada en superficie sobre el PK 0+320 aproximadamente y con orientación NESW.

Desconociendo su buzamiento, pero habiendo sido descrita como inversa, es esperable que su plano ofrezca un alto buzamiento hacia el NE en profundidad. A lo largo de la testificación de los sondajes, son más o menos frecuentes los tramos de muy alta fracturación y/o alteración, resultando claramente definidos en ocasiones como “fallas”, en estos casos, y asumiendo una tectónica general compresiva, se ha optado por su representación como “falla inferida” de tipo

inverso, asignándoles una orientación general similar a la falla transformante identificada, aunque con buzamientos algo más variables en función de su afección a las perforaciones. Finalmente, y aunque no se han detectado con los sondajes descritos, la rampa deberá alcanzar las intrusiones de tipo Skarn, que han producido las mineralizaciones por sulfuros metálicos, y cuya exploración resulta ser el objeto de esta galería. En superficie, la zona de Skarn se encuentra bien identificada, y en ella se registran importantes variaciones en la estructura geológica, observándose cambios en la dirección de buzamiento de los estratos de hasta 180° (de SW a NE) en muy pocos metros y con altos valores de buzamiento que ocasionalmente alcanzan la vertical, como puede comprobarse en las EG-01 y EG-02, por ello, se anticipa que esta condición continuará en niveles más profundos.

No se tiene constancia, a partir de estos sondajes, del tipo de litología en que se producen las mineralizaciones ni de su estructura en profundidad, pudiendo responder todavía a las aureolas calizas afectadas por metasomatismo e hidrotermalismo, o ya a intrusiones de tipo diorítico como se ha observado en alguna perforación próxima, o a una mezcla de ambas. Teniendo en cuenta el taladro DDHPGJ-16005, que atravesó esta formación, parece que se trata de un skarn donde el exoskarn carbonatado, originado en las calizas Chulec, estaría constituido por mármoles y calcosilicatos, y el endoskarn lo formarían intrusiones dioríticas y sulfuros masivos.

En cualquier caso, y dado que en las EG realizadas en esta zona (EG-01 y EG-02) se han registrado claramente calizas de la formación Chulec, se ha optado por su representación como una banda metalogénica impregnando esta estructura sedimentaria detectada también en los sondajes, y por su denominación genérica como “Skarn”.

3.4.1. Geología Económica

3.4.1.1. Mineralización

Luego de formarse las fracturas pre-minerales en la parte central del distrito, estas fueron rápidamente invadidas por fluidos hidrotermales de origen profundo, los cuales circularon por ellas a altas temperaturas. A medida que estos fluidos se desplazaban, los compuestos contenidos en ellos se fueron depositando de acuerdo con una secuencia paragenética específica: inicialmente se depositó cuarzo lechoso, al que le siguió la formación de pirita, luego enargita y, por último, tetraedrita. La enargita se concentra principalmente en el núcleo del distrito, mientras que la tetraedrita —pobre en plata— es más común en los bordes del área, donde la enargita aparece con menor frecuencia.

3.4.1.2. Tipos de Mineralización

La mineralización del distrito se presenta en forma de cuerpos mineralizados, estando estrechamente relacionada con las litologías del área de estudio. Predominan, en este contexto,

las formaciones calcáreas del Cretácico, que constituyen la principal roca encajonante de dichos cuerpos, e intrusiones cuarzo-monzoníticas que afectarán en mayor o menor medida a las formaciones calizas, originando las mineralizaciones de tipo skarn. En zonas más al Norte del área de que se trata se han observado también cuarcitas (ortocuarzitas Chimú) del Cretácico Inferior.

3.4.1.3. Cuerpos Mineralizados

La distribución de estos se concentra hacia los sectores oriental y occidental del anticlinal. Su formación se vincula a las zonas de contacto donde las estructuras mineralizadas de orientación Este-Oeste intersectan con diversas unidades litológicas: en el sector oriental, entre las que destacan en el sector oriental el conglomerado Bernabé y el chert Córdova, mientras que en la zona de Quimacocha sobresale el conglomerado San Pedro. Estos cuerpos muestran formas irregulares en planta y se extienden preferentemente en dirección Norte-Sur. En el caso de los conglomerados, la mineralización se manifiesta de manera dispersa y por sustitución de la matriz caliza. El cuerpo mineralizado tiene una forma tubular con las dimensiones indicadas, ancho 70m, largo 130m y a una profundidad de 400m aproximadamente.

3.4.2. Reservas Minerales

Tabla 19

Informe de reservas de mineral del área de geología

Compañía Minera Chungar SAC Reservas, Diciembre 2024									
Reservas minerales	MM de TM	Leyes				Finos			
		Zn %	Pb %	Cu %	Ag Oz/TM	Zn Miles de TM	Pb Miles de TM	Cu Miles de TM	Ag MM de Oz
ROMINA II	9.93	4.71	2.63	0.09	1.22	468	261	9	12
Probado	4.57	4.74	2.62	0.08	1.25	217	120	4	6
Probable	5.36	4.68	2.65	0.09	1.19	251	142	5	6

3.4.3. Mapeo Geológico

Como se ha indicado, se hizo un mapeo geológico acerca de la zona de influencia del trazado, con toma de datos geológicos y geotécnicos e interpretación en gabinete de los mismos, con el objeto de definir y representar las principales litologías, morfologías, y estructuras principalmente.

Dicho mapeo se ha representado en una planta geológica a escala 1:1000, que se incluye como Plano N°1, y en un perfil geológico-geomecánico a la misma escala, incluido como Plano N°2.

Figura 33
Geológico

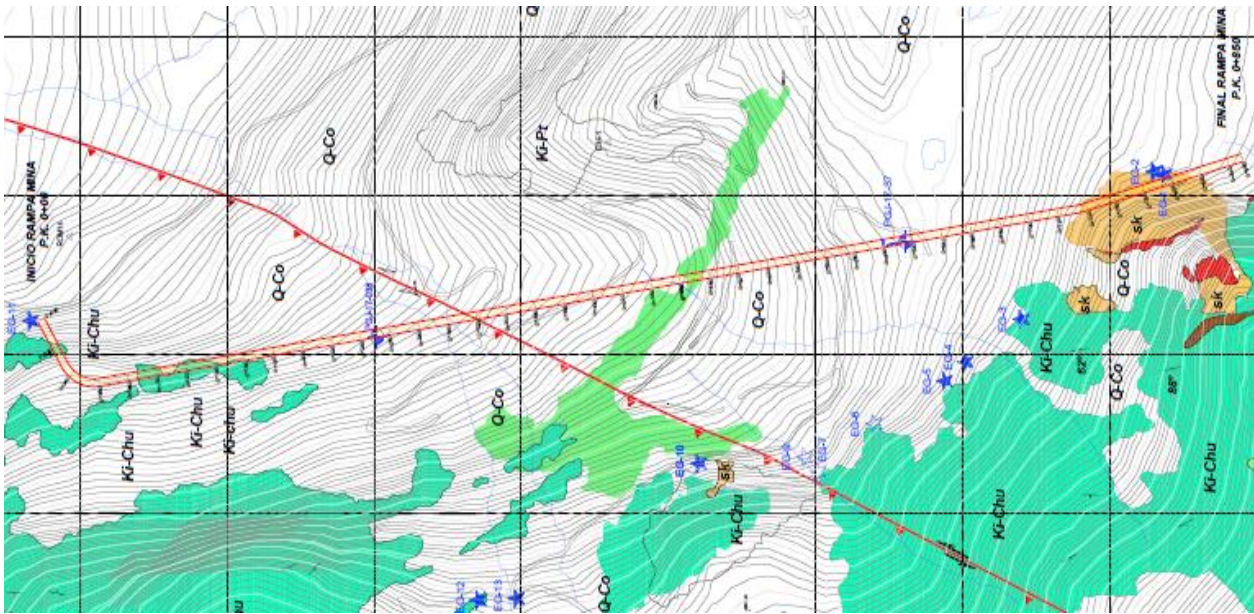
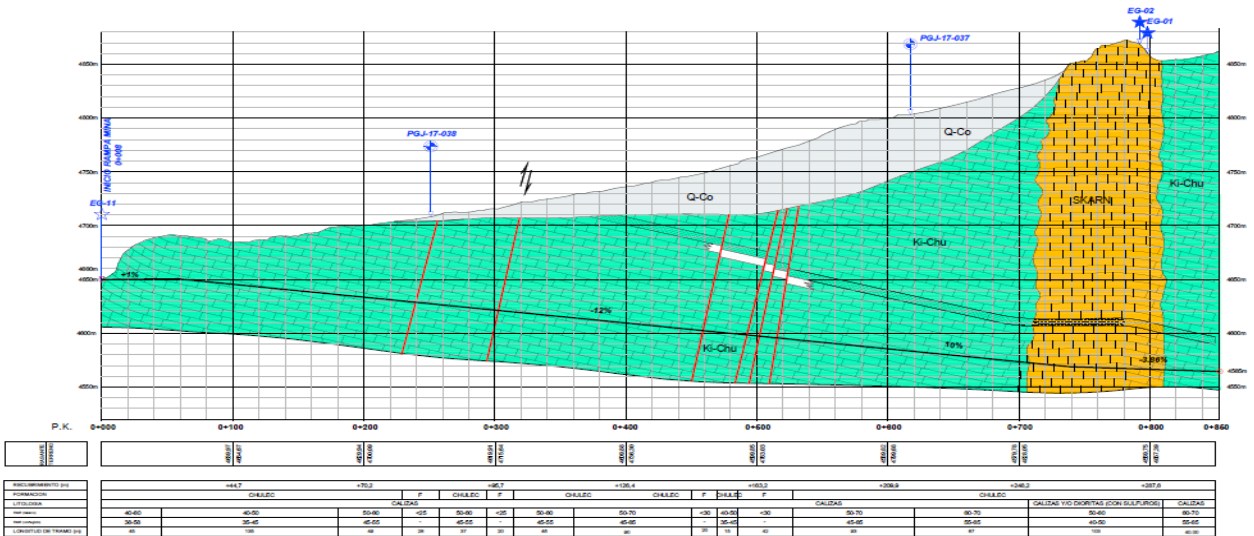


Figura 34
Geomecánico



3.4.4. Descripción geológica del trazado de rampa

• PK 0+008 al PK 0+040 (PK: Punto kilométrico)

Supone el portal de entrada de la rampa, para el que se definen sostenimientos especiales. Se ha realizado la estación geomecánica EG-11 para caracterización tanto del emboquille como de los primeros metros, obteniéndose un valor de RMR de 67. La descripción del estado de fisuración y de la estabilidad de los taludes que resulten se ha definido en el capítulo dedicado al portal de entrada.

No obstante, y en cuanto a la rampa propiamente dicho, este tramo se excavará íntegro en calizas de la formación chulec, que se disponen espacialmente en dirección NW-SE (con una media de N160°E) y con buzamientos de entre 50° y 60° al suroeste, según datos del mapeo superficial. En este tramo, la dirección de la rampa se orienta según N248°, por lo que el avance se realizará de forma prácticamente paralela a la dirección del buzamiento, y en el mismo sentido de este, es decir se excavará a favor del buzamiento.

Aunque la fracturación no es muy densa, como se desprende del RQD de la EG-11 que se estima entre 75 y 90%, la escasa coherencia y las familias de juntas subverticales pueden provocar una elevada alteración, por lo que se ha rebajado el índice RMR esperable a valores de entre 40 - 60. La corrección por orientación relativa será de -2.

Pese a lo referido, se observan variaciones locales en estratificación y buzamiento en zonas próximas, con puntos en los que se alcanza prácticamente la vertical, e incluso se invierte el buzamiento hacia el ENE. De ser ciertos estos registros, podrían afectar localmente a la rampa proyectada.

• **PK 0+040 a PK 0+180**

Ya pasado el tramo del portal, y tras la curva definida en los primeros metros de la rampa, el trazado se dispone con dirección aproximada N172°E, orientación que mantiene ya hasta el final.

Este tramo se ha definido extrapolando información del sondaje DDH-PGJ-17-038, y concretamente del tramo registrado hasta los 50 m de profundidad aproximadamente.

La excavación se realizará en calizas estratificadas de la formación Chulec, para la que se ha adoptado la orientación general de N160°E y buzamiento de entre 50° y 60° al suroeste. Los RMR considerados para este tramo estarán en el intervalo entre 40 - 50 (Clase III, Calidad Media), básicamente variables por su estado de fracturación y por sus condiciones de humedad, con zonas en las que podrían aparecer goteos. La calidad general del macizo debería ir mejorando paulatinamente a medida que se gane recubrimiento sobre la rampa.

Como puede comprobarse, la orientación del trazado con respecto a la estratificación general es de unos 10°, es decir, prácticamente subparalela, por lo que el buzamiento aparente será favorable a la excavación y de muy bajo grado relativo (del orden de 15° para un buzamiento real de unos 55°). Así, la corrección a aplicar resulta de -5.

• **PK 0+180 a PK 0+229**

Tramo muy similar al anterior en cuanto a litología, que responderá a las mismas calizas de la formación Chulec, y estructura, para la que de nuevo se adopta la disposición definida para el tramo anterior. En este tramo se estima mejor calidad del macizo, como se extrae de la testificación del sondaje DDH-PGJ- 17-038, donde a partir de unos 50 m de profundidad se

registran RMR normalmente por encima de 50 y rondando los 60, incluso superándolos ocasionalmente. No obstante, se han definido en algunos testigos valores anormalmente bajos a esta profundidad (de 26 puntualmente) caracterizados por una elevada fracturación y condiciones de humedad entre ligeramente húmedo y húmedo.

Por todo esto, se considera apropiado definir un intervalo de RMR de entre 50 - 60, pero teniendo en cuenta que pueden rebasarse estos límites, ocasionalmente, tanto por arriba como por debajo.

La disposición relativa entre el trazado de la rampa y el de la estructura general resulta como en el tramo anterior, es decir, debe aplicarse una corrección general de -5.

• **PK 0+229 a 0+257**

Supone un tramo en el que probablemente se afectarán dos fallas detectadas en el sonduje PGJ-17-038 a unos 21 m y 29,5 m respectivamente.

El punto de cruce con el trazado es estimado a partir de los datos del sonduje, y considerando que, por la tectónica compresiva imperante en la región, lo más probable es que respondan a fallas de tipo inverso y con planos de alto grado hacia el NW.

De la caracterización realizada sobre los testigos extraídos, cabe esperar un valor de RMR inferior a 25, conseguido con RQD de entre 15 y 20, con malas condiciones de las juntas observadas, y con condiciones de humedad estimadas entre húmedas y con goteos y filtraciones.

La longitud del tramo se ha establecido considerando una zona de influencia de estos accidentes de hasta 10 m a ambos lados de las fallas.

• **PK 0+257 a PK 0+294**

Tramo que discurre tras las zonas fracturadas del tramo anterior, y similar al tramo entre 0+180 y 0+225. Se caracteriza por las mismas condiciones referidas para dicho tramo, y en una zona en la que el recubrimiento sobre la sección de la rampa será de entre 50 m y 100 m. Son de aplicación todas las consideraciones geológicas y geotécnicas referidas para ese tramo.

• **PK 0+294 a PK 0+314**

Aunque sin confirmación directa, entre estos PK se estima el cruce de un importante accidente tectónico regional, que, aunque con diferencias en su localización según cartografías consultadas, tras mapeo de campo en el sitio se ha situado en planta cruzando el trazado a nivel superficial sobre el PK 0+320.

En tanto que se define en documentación técnica como una falla inversa de orden regional y con un probable carácter actual transformante, se ha representado como tal, con un plano de alto buzamiento hacia el noroeste, y con salto indefinido.

En este caso, se han establecido condiciones de calidad del macizo iguales a las propuestas para las fallas anteriores, tanto en cuanto a valores de RMR, inferiores a 25, como en cuanto a condiciones de las juntas y estado de humedad.

• **PK 0+314 a PK 0+360**

Tramo similar al definido entre los PK 0+250 a PK 0+292.

Se excavará en las mismas calizas de la formación Chulec, y con las mismas condiciones geológicas y geotécnicas, y se irá ganando en calidad general del macizo al registrarse un incremento en la magnitud de la cobertera al avanzar la excavación.

Este tramo se ha establecido hasta el punto en el que se alcanza un recubrimiento sobre la sección de la rampa del orden de los 100 m.

De nuevo son de aplicación todos los condicionantes incluidos en el tramo referido, incluidos los valores de RMR y su corrección.

• **PK 0+360 a PK 0+450**

Se diferencia del tramo anterior en que el recubrimiento sobre la sección supera los 100 m de potencia.

A efectos geológicos y geotécnicos se mantienen las mismas condiciones litológicas (calizas de la formación Chulec) y estructurales (igual orientación general en dirección y buzamiento), con posibles cambios pronunciados localmente.

En cuanto a calidad del macizo, aumentará ligeramente el RMR de la roca, habiéndose obtenido a estas profundidades en el sondaje DDH-PGJ-17-037, testigos valorados ya con índices de RMR superiores a 60 (Clase II, Calidad Buena), aunque todavía con registros puntuales bastante más bajos penalizados por la alta fracturación local, el estado puntual de algunas juntas y por tramos con humedad y goteos.

Así se interpreta un intervalo general con valores de RMR entre 50 - 70, según se deriva de este sondaje, que deberá ser corregido de cara a la excavación con -5, al resultar, como en general, el buzamiento favorable a la excavación, y con un bajo grado aparente (unos 15°).

Se insiste de nuevo en la destacada variabilidad local en cuanto a orientación estructural, que por la tectónica imperante genera inversiones y vuelcos puntuales en la estratificación general.

Esta variabilidad sin duda podrá afectar ocasionalmente a la rampa proyectada.

• **PK 0+450 a PK 0+470**

Tramo afectado de nuevo por el cruce de una falla, atravesada con el sondaje DDH-GPJ-17-037 a unos 232 m de su inicio. En este caso, observando el testigo obtenido, parece muy ligera su afección en cuanto a la calidad de la roca ya que solo parece apreciarse una mayor fracturación, pero con escasa alteración y mecanización de la roca. No obstante, y al estar definida como tal en el sondaje, así se ha considerado en la ramificación, teniendo en cuenta

de nuevo un intervalo posible de afección de 10 m por delante y por detrás de su plano estimado.

Tratándose de la tectónica que aquí se trata, se ha representado también como una falla inversa de alto grado, con buzamiento al noroeste, y se le ha asignado un RMR representativo inferior a 30.

• **PK 0+470 a PK 0+485**

Supone un corto tramo que discurrirá entre dos zonas de afección de fallas por delante y por detrás.

En cuanto a condiciones geológicas y geotécnicas deberán mantenerse las referidas para el tramo entre los

PK 0+360 a PK 0+450, tanto en cuanto a geología (litología y estructura sedimentaria) como en cuanto a geotecnia.

No obstante, y en previsión de una posible influencia de las condiciones tectónicas que deberían caracterizar los tramos anexos, se ha decidido disminuir su esperada calidad geotécnica asignándose un intervalo de RMR con valores entre 40 - 50.

Se mantiene la orientación relativa de la rampa con respecto a la estratificación general, con una diferencia de unos 10°, por lo que cabe corregir de la misma forma que en tramos anteriores con -5.

• **PK 0+485 a PK 0+527**

Tramo en el que se estima la intersección de hasta 3 fallas de magnitud variable (probablemente en función de su disposición con respecto al trazado). Estos accidentes se han atravesado con el sondaje DDH-PGJ-17-037 a unos 134 m, 151 m y 164 m desde su inicio, y en la columna se observa una diferente afectación, entre 0.4 m y 4.30 m, al testigo.

En este caso, se interpreta un valor de RMR inferior a 30 (Clase IV, Calidad Mala) condicionado por la elevada fracturación (RQD=0 en ocasiones), por las condiciones de las juntas y por las condiciones de humedad que podrían provocar en la rampa goteos y filtraciones asociadas a ellas.

El tramo de cruce se ha estimado de nuevo teniendo en cuenta el tipo de tectónica dominante (falla inversa de alto ángulo), y una posible afección desde 10 m por delante de la primera falla y hasta 10 m por detrás de la última.

• **PK 0+527 a PK 0+620**

Tramo caracterizado por las mismas condiciones geológicas y geotécnicas que se viene refiriendo en tramos no fallados anteriores, es decir, con presencia de calizas de la formación Chulec con una orientación general según δ N160°E y buzamientos medios de entre β 50° -

60° al suroeste, aunque también con frecuentes variaciones locales observadas en afloramientos superficiales próximos.

Se diferencia este tramo en cuanto a que el espesor de recubrimiento sobre la sección de la rampa se dispone entre 150 m y 200 m, lo que debería hacer aumentar la calidad. De la observación de la columna del sondaje DDH-PGJ-17-037, no es tan clara esta mejora, y si bien ya se registra algún valor de RMR elevado (concretamente un único valor de 73), no parece ser la tendencia en el testigo obtenido. La presencia en superficie de un importante “paquete” coluvial de más de 60 m de espesor puede ser el motivo de esta situación, al favorecer la percolación de aguas superficiales, y rebajar en realidad la cota de la formación rocosa en esos 60 m.

En cualquier caso, el intervalo de RMR considerado para este tramo se sitúa entre los valores de 50 – 70, afectado a la baja por condiciones puntuales de fracturación (bajos RQD y condiciones de las juntas) y por condiciones de humedad. Como en el resto del trazado, y al mantenerse la orientación relativa de la rampa, debe corregirse el valor de RMR con -5.

• **PK 0+620 a PK 0+707**

De iguales condiciones geológicas que el tramo anterior, se establece este tramo en función de su cobertera, que va aumentando de los 200 m a los 250 m, provocando una ligera mejora en la calidad geotécnica

En este caso, y extrapolando del sondaje DDH-PGJ-17-037, sí puede confirmarse una mejora general en la clasificación geomecánica del testigo obtenido, destacando que si bien no se exceden los máximos de calidad del tramo anterior (ligeramente por encima de los del anterior tramo, se han registrado valores máximos de hasta 76), se mantiene ahora por encima, o próximos, a 60. Aunque se incide en que también se han obtenido valores puntuales de 34, por lo que este descenso en la calidad de la roca, más o menos frecuente e imprevisible, será posible localmente en cualquiera de los tramos establecidos.

Así, se define un intervalo general de RMR con valores entre 50 – 60, a los que deberá aplicarse la misma corrección de -5.

• **PK 0+707 a PK 0+810**

Supone el tránsito por el cuerpo mineralizado, objeto de la exploración que se pretende. No se ha investigado con ninguno de los dos sondajes realizados en esta fase, por lo que no está clara a la profundidad de la rampa las características geológicas y geotécnicas que se registrarán.

Se ha tenido en cuenta los resultados de las perforaciones de etapas anteriores, sí que afectó esta anomalía definiéndola como de tipo SKARN.

En este caso, e insistiendo de nuevo en la incertidumbre existente al nivel de la rampa, es posible que las litologías respondan al cuerpo carbonatado encajante (exoskarn) formado en este caso por las calizas de la formación Chulec afectadas por metasomatismo de contacto e hidrotermalismo (y convertidas en mármoles y calcosilicatos según la columna del sondaje), o a los cuerpos intrusivos de tipo diorítico observados también en dicho taladro, o una mezcla de ambas. Además, es frecuente en este emplazamiento la presencia de potentes bandas de sulfuros metálicos que pueden alcanzar los 20 m de potencia, por lo que bien podrían afectar, al menos localmente, a este tramo.

En cuanto a estructura, superficialmente se han registrado valores de buzamiento que llegan a alcanzar prácticamente la vertical, con orientaciones de estratificación paralelas al eje de la rampa, y con sentidos de buzamiento que varían entre suroeste y noreste (estaciones geomecánicas EG-01 y EG-02), y esta estructura es la que se ha interpretado en profundidad. Así, se ha considerado para este tramo un intervalo de RMR entre 40 – 50, que deberá ser corregido en este caso con -10 por su disposición relativa.

• **PK 0+810 a PK 849.7**

Es el tramo de máximo recubrimiento, donde se alcanzan los 280 m de cobertera sobre la sección de la rampa.

Tampoco se tiene datos directos de su geología, por lo que se interpreta la misma estructura y litología que en superficie, y que, aunque muy mal definida en esta zona, parece responder a una orientación general de la serie, de subparalela a unos 10° con respecto al eje de la rampa, y con buzamientos del orden de 50°-60° hacia el suroeste.

Se considera para este tramo un intervalo de RMR entre 60 – 70, que deberá ser corregido con -5 por su orientación relativa.

3.4.5. Sismicidad

Desde una perspectiva tectónica, tanto Centro y Sur del Perú se consideran zonas de alta actividad sísmica, caracterizadas por la ocurrencia frecuente de eventos naturales de gran intensidad. Esta dinámica está estrechamente vinculada al contacto entre la Placa de Nazca y la Placa Sudamericana, lo que convierte a esta región en una de las zonas de subducción más amplias del planeta.

Los epicentros de terremotos de baja profundidad (menos de 70 km) se distribuyen a lo largo del litoral peruano, representando la franja más superficial del proceso de subducción. Esta zona ha sido escenario de terremotos devastadores históricos de la región, como los de los años 1604 y 1868. No obstante, también se producen sismos superficiales tierra adentro, generalmente relacionados con fallas activas derivadas del proceso de levantamiento de la cordillera de los Andes.

La actividad sísmica de tipo intermedia, que ocurre entre los 70 y 300 kilómetros de profundidad, se extiende tierra adentro delineando lo que se conoce como el Plano de Benioff en esta región del continente. Por otro lado, los eventos sísmicos de gran profundidad, aunque poco frecuentes, se concentran en una franja orientada de norte a sur, ubicada al sur del paralelo 15° S, y corresponden al tramo más profundo de dicho plano.

Considerando la ubicación de los epicentros, la propagación e intensidad decreciente de los sismos respecto a su origen, y aspectos geotectónicos, el Perú ha sido dividido en cuatro zonas sísmicas. Esta clasificación, establecida con fines normativos mediante el D.S. N.º 003-2016-VIVIENDA, se muestra:

Figura 35

Mapa de zonificación sísmica de Perú



Cada zona sísmica cuenta con un valor asignado del factor Z. Esto representa la aceleración máx. esperada del terreno, con una probabilidad del 10 % de que sea superada en un periodo de 50 años.

Tabla 20

Factor Z para cada zona sísmica.

ZONA	Z
4	0.45 g
3	0.35 g
2	0.25 g
1	0.10 g

Huaral (Lima) se ubica en la zona sísmica 4, con un factor sísmico Z de 0.45 g según la norma vigente. Para su correcta aplicación, los suelos deben clasificarse según sus propiedades mecánicas, como espesor de estratos, periodo de vibración y velocidad de ondas de corte. En base a estos criterios, se dividen en cuatro tipos de perfiles:

- Perfil tipo S1: Corresponde a formaciones de roca o suelos de elevada rigidez. Este perfil agrupa a aquellos materiales que presentan velocidades de propagación de ondas de corte comparables a las de la roca intacta, y cuyo período clave de vibración para movimientos de baja amplitud no supera los 0,25 segundos. Casos:

- Cimientos colocados directamente sobre roca firme o levemente alterada, con una resistencia a la compresión no confinada de al menos 500 kPa (equivalente a 5 kg/cm²).
- Suelos formados por arena muy compacta o gravas arenosas de alta densidad, con valores de resistencia a la penetración estándar (N) superiores a 50.
- Capas de hasta 20 metros de grosor compuestas por materiales cohesivos muy rígidos, con una resistencia al corte no drenado mayor a 100 kPa (1 kg/cm²), y cuyos parámetros mecánicos mejoran con la profundidad.

- Perfil tipo S2: Se refiere a suelos de rigidez media o intermedia. Este tipo de perfil engloba a materiales con velocidades de corte (Vs) oscilando de 180 m/s a 500 m/s. Son:

- Cimientos apoyados en arenas de grano medio a grueso con alta densidad o en gravas arenosas de compacidad media, con resultados del ensayo SPT N₆₀ entre 15 y 50.
- Suelos cohesivos de consistencia firme, con resistencia al corte no drenado entre 50 y 100 kPa (0,5 a 1 kg/cm²), cuyos parámetros mecánicos tienden a mejorar progresivamente con la profundidad.

- Perfil tipo S3: Corresponde a suelos blandos o muy compresibles, cuya velocidad de propagación de ondas de corte (Vs) es igual o menor a 180 m/seg, lo que indica un comportamiento altamente deformable ante cargas sísmicas. Casos:

- Cimentaciones sobre arenas de granulometría media a fina o sobre gravas arenosas con SPT (N_{60}) menores a 15.
- Suelos cohesivos de baja resistencia, donde el esfuerzo cortante no drenado se encuentra en el rango de 25 kPa (0,25 kg/cm²) a 50 kPa (0,5 kg/cm²), observándose además una mejora progresiva de sus propiedades mecánicas conforme se profundiza.
- También se incluyen todos los perfiles que, sin pertenecer a la categoría S4, contengan más de 3 metros de suelos con estas condiciones: índice de plasticidad (PI) > a 20, con humedad (ω) > al 40% y resistencia al corte no drenado inferior a 25 kPa.

• Perfil Tipo S4: Este perfil se asigna a condiciones consideradas excepcionales, donde los suelos presentan una flexibilidad extremadamente alta o cuando las características geológicas resultan desfavorables. En estos casos, se exige la realización de un estudio detallado y específico del sitio para su correcta evaluación. La clasificación dentro de esta categoría solo se aplicará si el Estudio de Mecánica de Suelos (EMS); siendo los perfiles:

Tabla 21

Clasificación de los perfiles de suelo

Perfil	$\bar{V}_s$	$\bar{N}_{60}$	$\bar{S}_u$
S0	>1500m/s	—	—
S1	500m/s a 1500m/s	>50	>100kPa
S2	180m/s a 500m/s	15 a 50	50kPa a 100kPa
S3	<180m/s	<15	25kPa a 50kPa
S4	Clasificación basada en el EMS		

Para la Rampa del Proyecto Romina 2 se considera un perfil tipo S1.

CAPÍTULO IV:

DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA

4.1. DISEÑO DE LA RAMPA

La Compañía Minera Chungar S.A.C. desarrolló una rampa con pendiente de -12 % en el proyecto Romina II (Puagjanca) para acceder a reservas identificadas de Zn, Pb, Cu y Ag. Esta obra responde a estudios geológicos y geomecánicos que respaldan su futura explotación mediante métodos subterráneos.

El principal objetivo del diseño y construcción de esta rampa es:

- Permitir el acceso al cuerpo mineralizado definido como reserva, con el fin de facilitar, en una etapa posterior, el diseño y ejecución de labores de desarrollo, preparación y explotación según el método subterráneo más adecuado para el yacimiento.

Los objetivos colaterales de la construcción de la rampa son:

- Permitir la circulación de los equipos, materiales y personal, y asimismo servirá para la extracción del mineral de forma más flexible y rápida, como camiones de 20 m³ de capacidad.
- Profundizar la explotación hacia los niveles más bajos.

4.1.1. Diseño Geométrico de la Rampa

Los principales parámetros de construcción de la rampa son:

- a) El inicio o boca de la rampa está ubicada en la superficie en zona estéril tal como consta las coordenadas UTM (Este: 334,321.69 Norte: 8,766,426.34 Cota: 4,650) y finalizará pasando el límite del cuerpo mineralizado con coordenadas UTM (Este: 334,423.74 Norte: 8'765,610.51 Cota: 4,560.00).

- b) La rampa inicia con una pendiente 1% con una longitud de 32m con rumbo S60°W, luego continua con una curvatura de 20m de radio, longitud de 26m y pendiente de 1%; siguiendo con rumbo S8°E, pendiente -12% y 678m de longitud, para finalmente empalmar con una dirección S15°E y longitud de 114m y gradiente - 3.86%.
- c) Sección aparente 5x4.5m, sección real 21m² y longitud total 850m.
- d) Se construye en material estéril en una longitud equivalente al 75% en rocas duras, competentes y semi competentes; en mineral un 15%.
- e) Estas labores (rampa) se dan principalmente para servicios, traslado de materiales o maquinarias, conecta niveles, tajeos y cuerpos, entre otros.

4.1.2. Rampa Inclinada

La rampa en forma generalizada se construirá en **forma inclinada negativa** con una longitud total de 850m con pendientes que varían desde 1%, -12% y -3.86%

La rampa presenta una variación vertical de 90 m entre su punto de inicio y su extremo final.

La sección de rampa está construida para equipos tales como jumbo, scoop, empernador, scaler, robot lanzador de shotcrete, mixer, telehandler y volquetes.

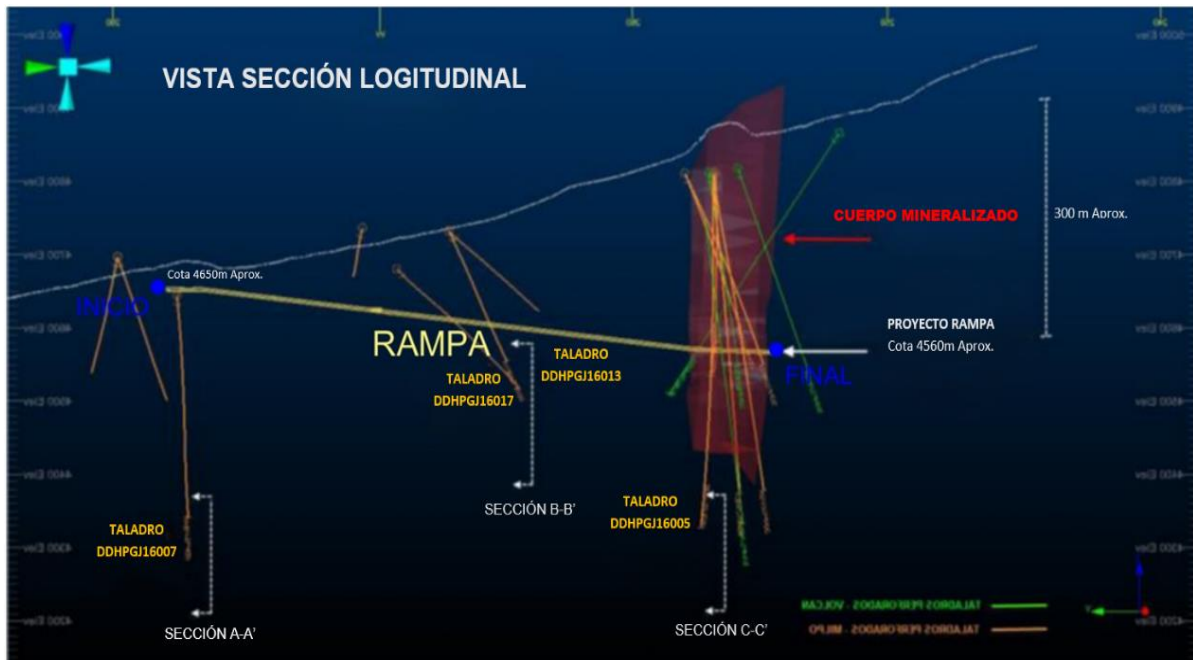
La rampa permitirá el transporte eficiente de maquinaria, materiales, personal y mineral, utilizando camiones de bajo perfil, considerando aspectos técnicos clave en su diseño como:

- Sección de la rampa
- Longitud total de rampa
- Gradiente de rampa
- Radio de curvatura de rampa
- Pendiente de la rampa
- Desnivel de rampa
- Diseño de cámaras de acumulación
- Tipo de rampa

El propósito esencial de profundizar la rampa es permitir el acceso al yacimiento mineral localizado en la cota 4560. Para ello, se empleará el método de excavación a sección completa, utilizando una sección útil de 5.0m de ancho por 4.5m de alto, dimensiones que facilitarán la voladura y perforación en toda la sección sin necesidad de subdivisiones.

Figura 36

Vista Sección Longitudinal de la Rampa



Fuente: Área de Planeamiento Proyecto

Las coordenadas de rampa serán:

- Coordenadas en bocamina

Este: 334,321.69

Norte: 8,766,426.34

Cota: 4,650 msnm

- Coordenadas del punto final

Este: 334,423.74

Norte: 8'765,610.51

Cota: 4,560 msnm

Tabla 22

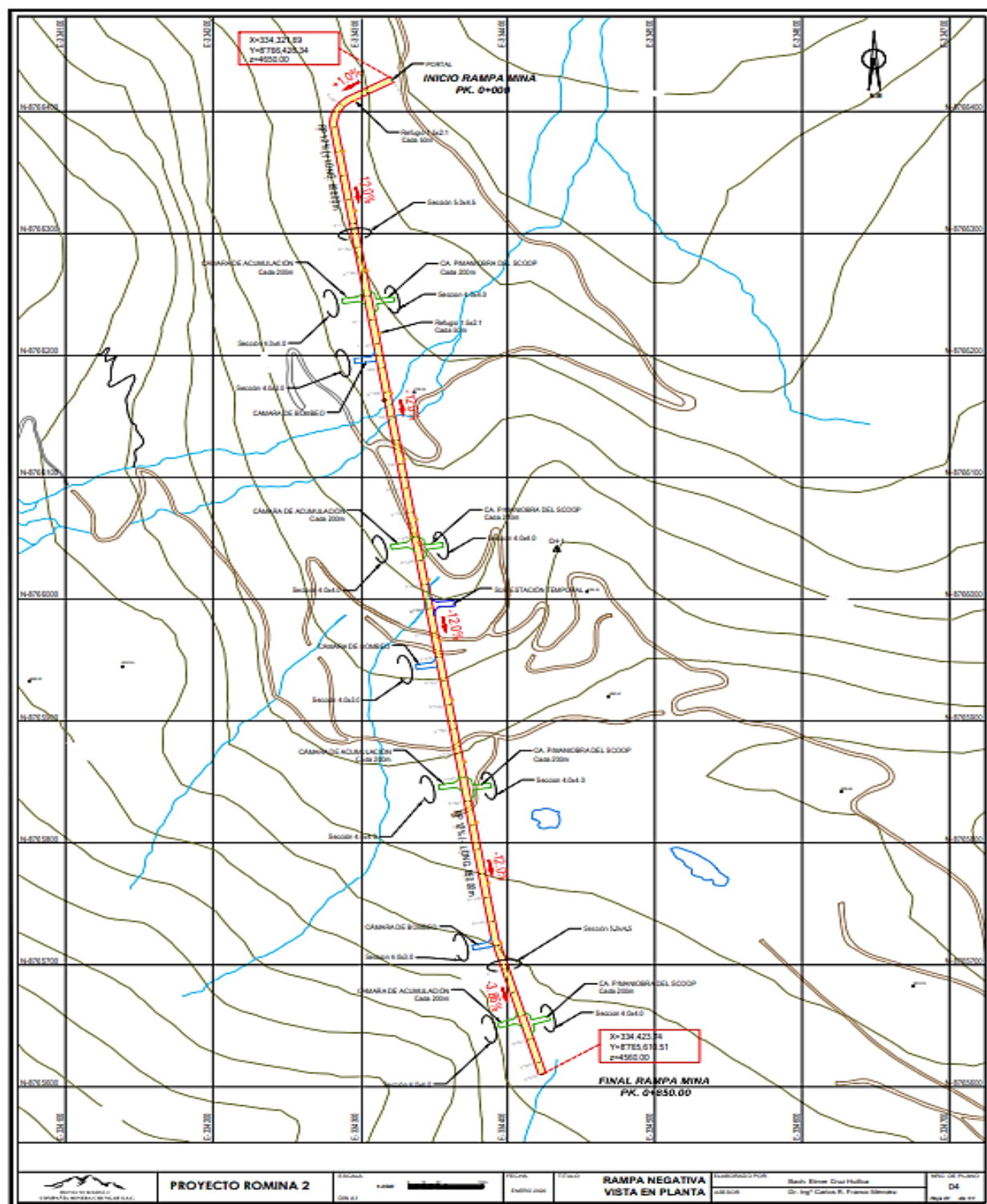
Dimensión de labor principal en el proyecto

LABOR	SECCIÓN APARENTE		SECCIÓN REAL (m ²)	GRADIENTE (%)	LONGITUD (m)
	ANCHO (m)	ALTURA (m)			
Rampa Negativa	5	4.5	21	-12	850

Se muestra el plano de la Rampa en vista de planta y perfil.

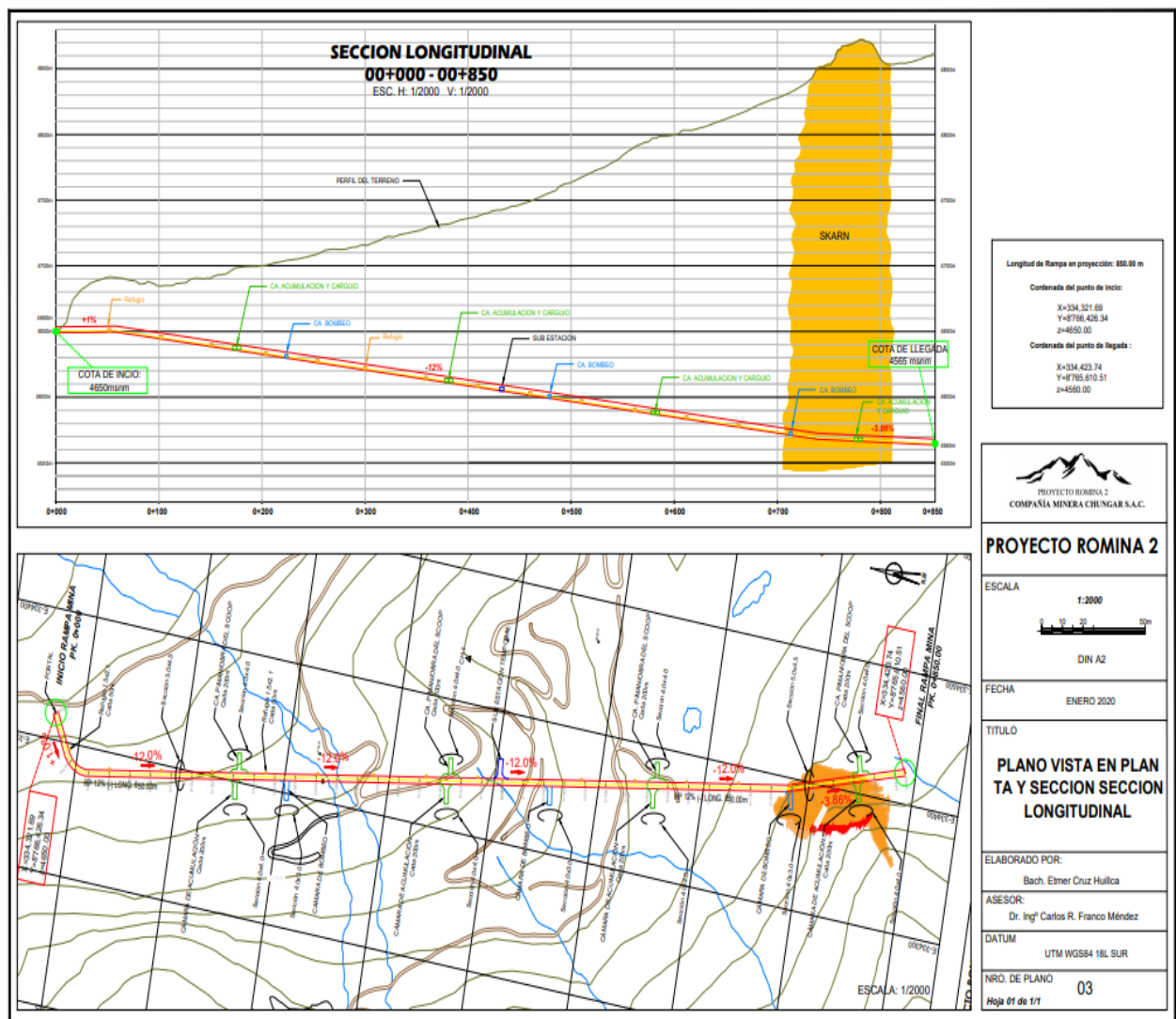
Figura 37

Vista el Planta Rampa Romina II



Fuente: Elaboración Propia

Figura 38
Vista de Perfil Rampa Romina II



Fuente: Elaboración Propia

4.1.2.1. Sección de la Rampa

El diseño de secciones se determina tomando en cuenta diversos factores, como las condiciones físicas del entorno, la capacidad productiva proyectada, las medidas de los equipos empleados y comportamiento geomecánico del macizo por el que se trazará la rampa.

Según estas variables, se establece la siguiente clasificación general, basada en los rangos más comunes observados en distintas explotaciones mineras:

Tabla 23

Dimensiones de Labores Mineras referenciales.

Labores	Ancho	Alto
Principales	4.0 m - 6.0 m	3.0 m - 4.0 m
Auxiliares	3.0 m - 3.5 m	2.5 m - 3.0 m

Rampa principal:

Tabla 24

Dimensión de la Rampa Principal en el proyecto

Descripción	Ancho (m)	Altura (m)
Rampa Principal	5	4.5

Tabla 25

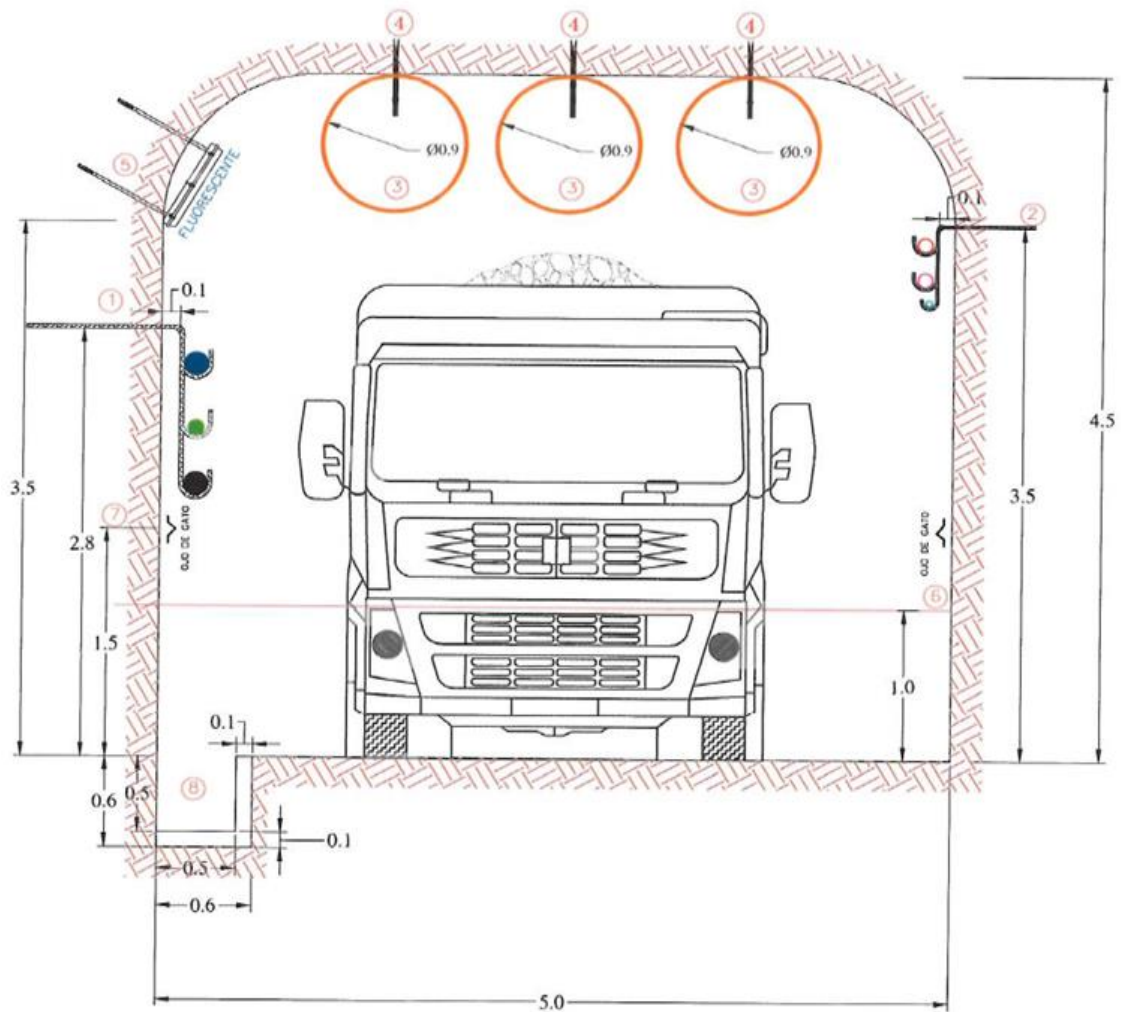
Labores auxiliares: Se considera las siguientes labores.

Descripción	Ancho (m)	Altura (m)
Cámara de Acumulación	4	4
Cámara de Carguío	4	4
Cámara de Bombeo	4	3
Refugio	1.5	2.1

La Rampa Romina 2, clasificada como principal, cuenta con una sección aparente de 5.00 m por 4.50 m, resultando en un área real de 21 m². Los detalles constructivos se ilustran en la Imagen N° 39.

Figura 39

Diseño de Rampa Principal



1. Alcayatas de fierro corrugado 1.0''Ø cada 3m (agua, aire y bombeo)
2. Alcayatas de fierro corrugado 1/4''Ø cada 3m (energía, flexon y fibra óptica)
3. Manga de ventilación de 36'' Ø
4. Pernos helicoidales 19mm, 2pies para manga de ventilación cada 3m
5. Pernos helicoidales 19mm, 2pies, cada 20m
6. Tarugo de madera con clavo (gradiente) cada 20m del piso de la labor a 1m y con puntos reflexivos
7. Ubicación ojo de gato
8. Cuneta

Fuente: Elaboración Propia.

Comentario: Esta sección está prevista para el acceso de todas las instalaciones necesarias y el transporte de mineral o desmonte, incluso se proyecta para los incrementos de producción.

Para la construcción de la rampa principal es necesario instalar 03 mangas de ventilación, artefactos de iluminación y colocado de alcayatas para el para el sostenimiento de cables eléctricos, agua, red de comunicación.

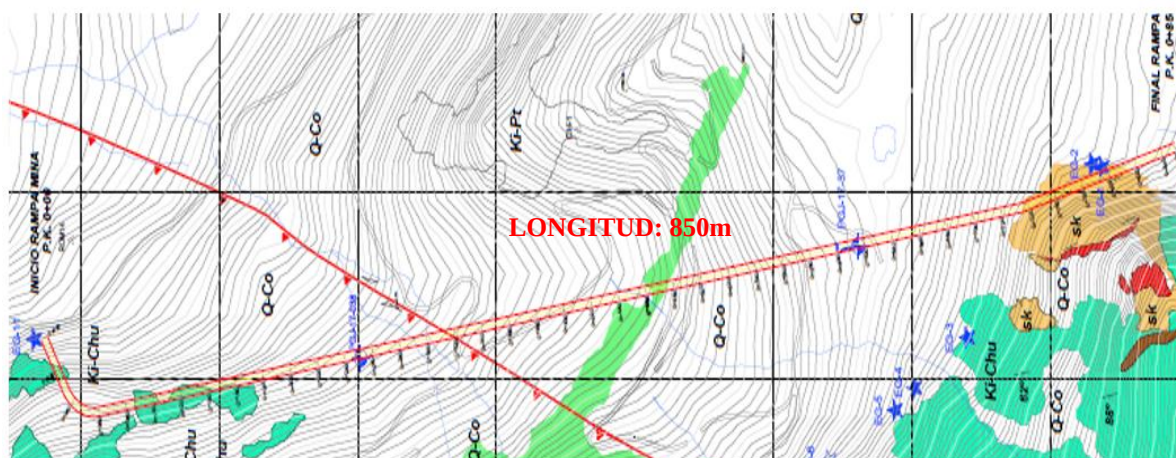
4.1.2.2. Longitud de la rampa

Generalmente será 850m lineales inclinados con 4 direcciones bien marcadas la primera al inicio de la rampa con dirección de SW60° de longitud 32m y pendiente de +1%, y luego cambia de dirección a una curvatura de dirección SW y NW de longitud 26m con pendiente de +1%, para luego entrar a una dirección SE8° de longitud 678m y pendiente de -12% y para culminar con dirección a SE15° de longitud 114m y pendiente de -3.8%.

Corresponde a la distancia total desarrollada entre un nivel superior y otro inferior. Estimar esta longitud resulta fundamental, ya que permite planificar adecuadamente las actividades de desarrollo y calcular con precisión la inversión requerida para su ejecución.

Figura 40

Proyecto de la Rampa



Fuente: Área de Planeamiento Proyecto

4.1.2.3. Gradiente de la rampa

Cada rampa cuenta con una pendiente óptima que se define principalmente en función del rendimiento de los equipos, el avance de las labores y los costos operativos. A medida que la pendiente se incrementa, se presentan efectos negativos: la eficiencia disminuye y los gastos operativos aumentan debido al mayor desgaste de componentes, al consumo elevado de combustible y al deterioro más rápido de los neumáticos. Asimismo, se incrementan los costos asociados a la ventilación, lo que influye directamente en las condiciones ambientales del entorno subterráneo.

El planeamiento del sistema de transporte subterráneo se está considerando la gradiente de -12% en el tramo más largo de manera general.

Figura 41
Rampa diferencia de Cotas



Fuente: Área de Planeamiento Proyecto

4.1.2.4. Radio de Curvatura

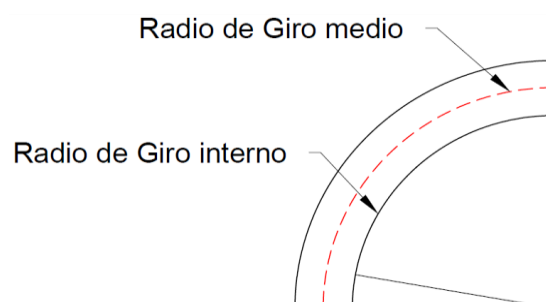
La elección de los radios de curvatura en una rampa se basa en el tipo de maquinaria que circulará por ella. Existen dos clases de radios de curvatura que se consideran durante su diseño:

- a) Radio de curvatura interno (RI)
- b) Radio de curvatura externo (RE)

En la mayoría de casos, se prioriza el cálculo del radio interior, ya que requiere de amplitud para el paso fluido de los equipos, evitando colisiones, atascos u otros incidentes que puedan obstaculizar las operaciones. Por ello, al definir el radio interior adecuado, se toma en cuenta la longitud total del vehículo más extenso que transitará por la rampa.

Para determinar este valor, se utiliza una fórmula que permite calcular el radio de curvatura promedio, el cual será aplicado en los diseños correspondiente.

Figura 42
Rampa radio de giro



4.1.3. Diseño y cálculo de labores auxiliares

4.1.3.1. Cámaras de Acumulación de Material

Estas cámaras servirán para el almacenamiento temporal de estéril o mineral, desde donde se trasladarán hasta la superficie.

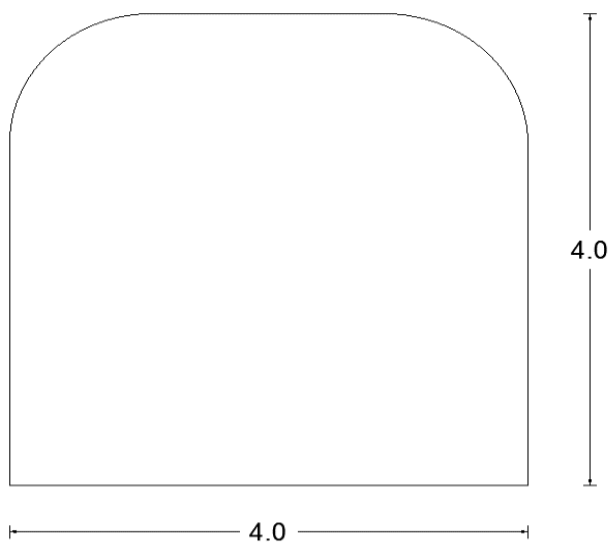
Las características de construcción serán como sigue:

- Sección aparente: 4.0 m x 4.0 m
- Longitud: 15 m
- Gradiente: +1%
- Cada: 200 m
- Número de cámaras: 04
- Áreas: 15 m²

El detalle de construcción de la “Cámara de Acumulación” es:

Figura 43

Diseño de Cámara de Acumulación



Comentario: El diseño corresponde a una sección de 4.0 m x 4.0m.

4.1.3.2. Cámaras de Carguío

Estas cámaras servirán para maniobras del equipo scooptram diésel, desde donde se trasladarán hasta la cámara de acumulación.

Las características de construcción serán como sigue:

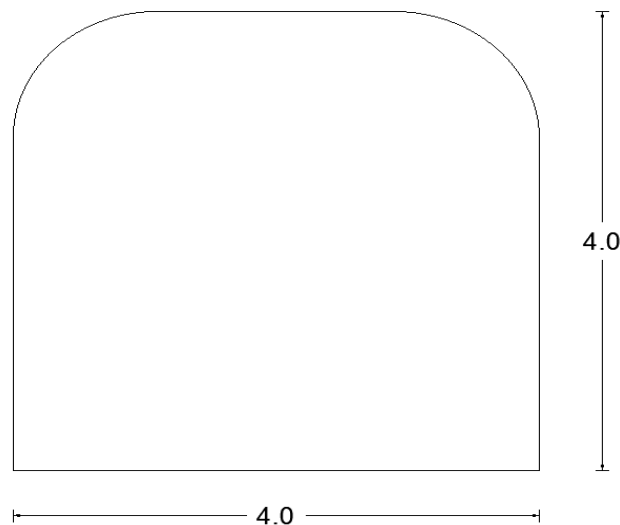
- Sección aparente: 4.0 m x 4.0 m
- Longitud: 15 m

- Gradiente: +1%
- Cada: 200 m
- Número de cámaras: 04
- Áreas: 15 m²

El detalle de la construcción de la Cámara de Carguío es:

Figura 44

Diseño de Cámara de Carguío



Comentario: El diseño corresponde a una sección de 4.0 m x 4.0m.

Figura 45

Vista en planta de Cámaras de Carguío



Fuente: Software AutoCAD(propia).

La rampa parte del Niv. 4650 y termina en el Niv. 4560 en la zona del proyecto, cada 200 m de avance se ejecutarán cámaras para la acumulación y carguío del material.

4.1.3.3. Cámaras de Bombeo

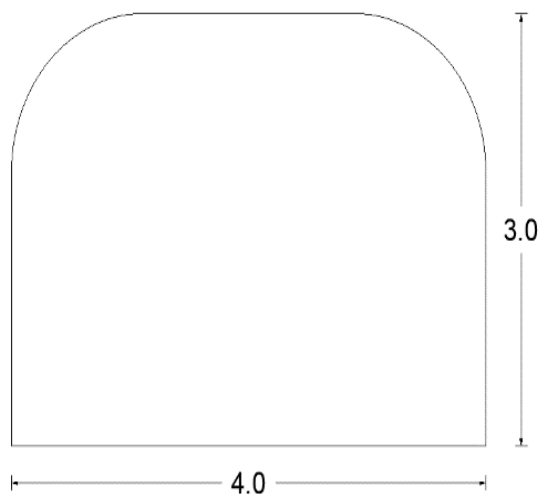
Con el fin de evitar que el personal que transita sufra cualquier incidente o accidente, los refugios servirán para protegerse; por cuanto tendrán las características técnicas siguientes:

- Sección aparente: 4.0 m x 3.0 m
- longitud: 15 m
- Gradiente: -15%
- Cada 250 m
- Número de cámaras = 03
- Área: 11 m²

El detalle de la construcción de la Cámara de Bombeo es:

Figura 46

Diseño de Cámara de Bombeo



Comentario: En la cámara de bombeo se considera la sección de 4.0 m x 3.0 m, donde se ubicarán los equipos de bombeo, así como también tableros eléctricos para el control y mando de los equipos.

4.1.3.4. Labores auxiliares (Refugios)

Con el fin de evitar que el personal que transita sufra cualquier incidente o accidente, los refugios servirán para protegerse; por cuanto tendrán las características técnicas siguientes:

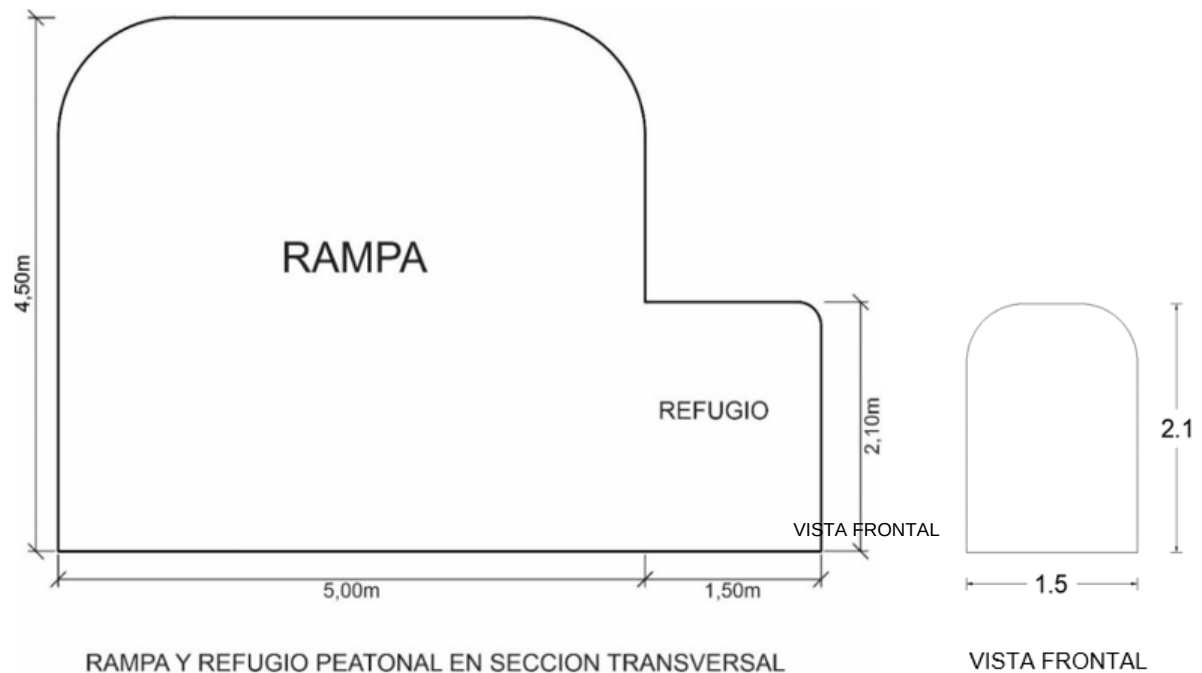
- Sección: 1.5 m x 2.1 m
- longitud: 1.5 m
- Gradiente: +1%

- Cada 50 m
- Número de refugios = 15
- Área: 3 m²

El detalle de la construcción del Refugio es:

Figura 47

Diseño de refugio



Comentario: Para la construcción del refugio se considera la sección de 1.5m x 2.1m para el resguardo del personal durante el paso de equipos de carguío, perforación, transporte, sostenimiento.

Según el reglamento se tiene que realizar refugios cada 50 m

4.1.3.5. Cuneta

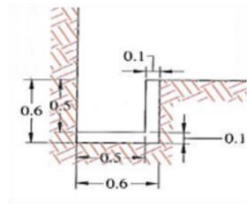
Con la finalidad tener un sistema de drenaje, para que el personal que transita no sufra cualquier incidente o accidente, los equipos que accedan tengan condiciones de vías óptimas; por cuanto tendrán las características técnicas siguientes:

- Sección: 0.50 m x 0.50 m
- longitud: 736 m
- Gradiente: -12%
- Número de cunetas = 01
- Área: 0.25 m²

El detalle de la construcción de la cuneta es:

Figura 48

Diseño de Cuneta



Estas secciones están previstas para el acceso de todas las instalaciones necesarias y el sistema de transporte de mineral y desmonte, incluso este diseño está proyectado para los incrementos de producción que se tendrán en el futuro.

Resumen de las Características Geométricas de la Rampa:

- Tipo de rampa: Inclinada
- Longitud total de la rampa: 850 m
- Gradiente negativa: -12% (6.84°)
- Sección: 5.00 m x 4.50 m
- Radio de curvatura promedio: 20 m
- Peralte calculado: 0.22 m
- Altura vertical: 90 m
- Cuneta: 0.5 m x 0.5 m

Tabla 26

Cuadro general de labores del proyecto.

LABORES	SECCIÓN		ÁREA (m ²)	GRADIENTE (%)	LONGITUD (m)	EJECUTADA	TOTAL (m)
	Ancho (m)	Altura (m)					
Rampa Negativa	5	4.5	21	-12	850	1	850
Cámara Acumulación cada/200m	4	4	15	1	15	4	60
Cámara Carguío cada/200m	4	4	15	1	15	4	60
Cámara Bombeo cada/250m	4	3	11	-15	15	3	45
Refugio cada/50m	1.5	2.1	3	1	1.5	15	22.5
Cuneta	0.5	0.5	0.25	-12	736	1	736

Fuente: Elaboración Propia.

4.2. CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA

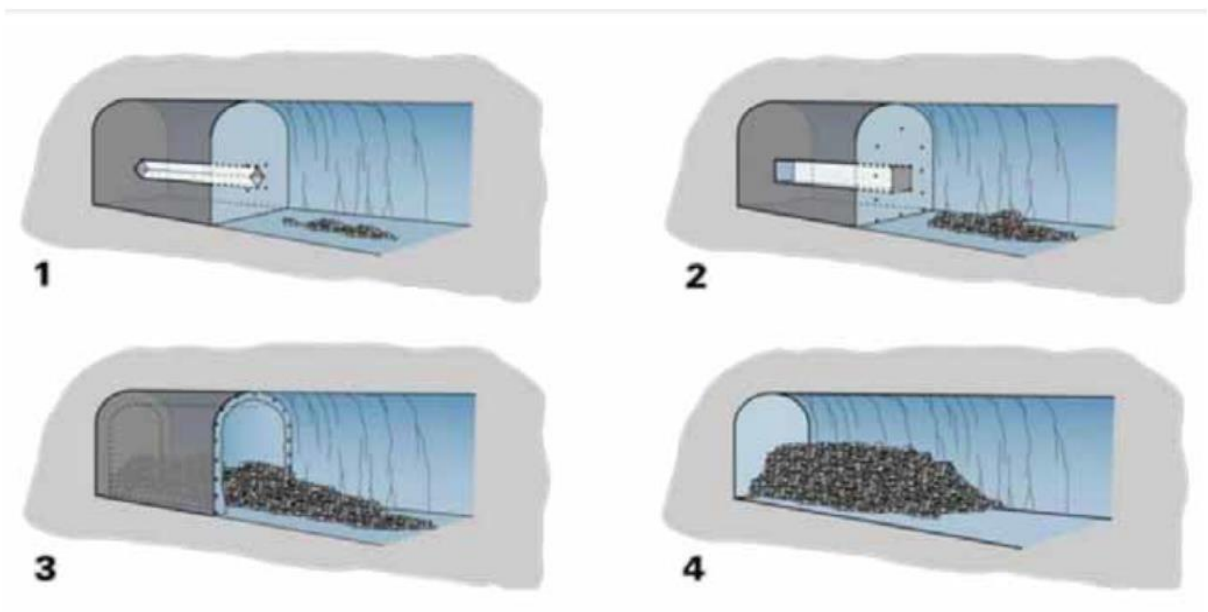
4.2.1. Métodos de construcción de la rampa

Método a plena sección

El avance se realizará a toda sección, ya que la rampa cuenta con una sección transversal real de 21 m², lo que facilita ejecutar las operaciones de perforación y voladura de manera completa y sin dificultades.

Figura 49

Secuencia de Voladura de Recorte

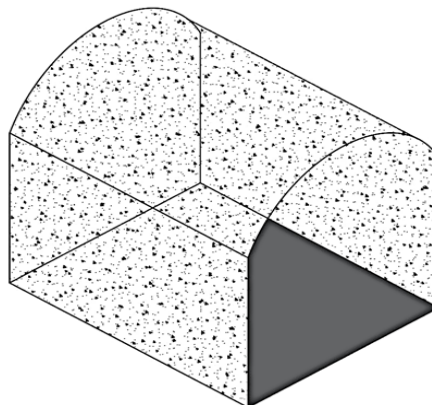


Fuente: (Atlas Copco)

La construcción de la rampa (-12%) es realizada por medio del método a sección completa.

Figura 50

Construcción de la rampa a plena sección



Fuente: Elaboración propia

4.2.2. CICLO DE MINADO

Al igual que en toda labor subterránea, el proceso constructivo de la rampa siguió una secuencia operativa estándar, condicionada por la disponibilidad de recursos como agua, aire comprimido y maquinaria para limpieza. De acuerdo con lo planteado por Suárez (2016), las etapas del ciclo minero se desarrollaron en el siguiente orden:

- Perforación
- Voladura
- Ventilación
- Limpieza
- Sostenimiento

4.2.2.1. Equipos de Perforación

a) Máquina perforadora: Jumbo

El proceso de perforación marca el inicio de actividades de minado en rampa principal. Para esta tarea se utiliza un equipo electrohidráulico, específicamente el Jumbo modelo Boomer S1D de la marca Atlas Copco. Este equipo está diseñado con un sistema de perforación que combina rotación y percusión, y posee una viga de 14 pies de longitud. Su diseño permite trabajar con barras de perforación de diferentes longitudes: 9, 12 y hasta 14 pies, lo que proporciona flexibilidad según las necesidades del avance en el frente de excavación.

Para la perforación se utilizará una perforadora Jumbo electrohidráulico Atlas Copco Boomer S1D, la imagen N° 18, muestra el equipo a utilizar en la operación.

Figura 51

Perforadora Jumbo Electrohidráulico Atlas Copco Boomer S1D



Fuente: Hoja Técnica Atlas Copco S1D

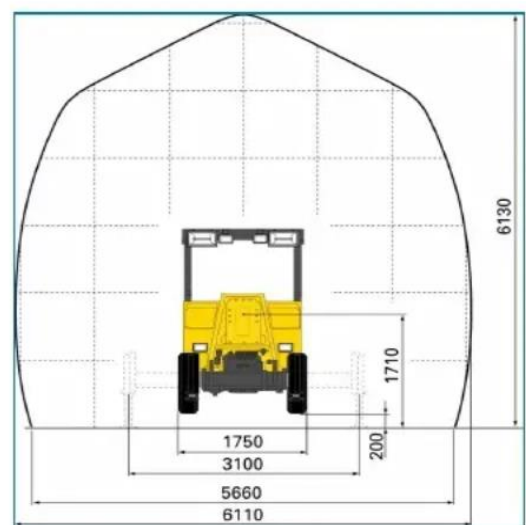
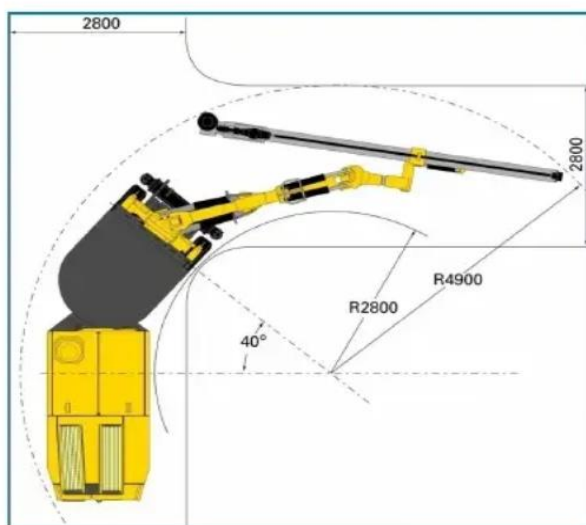
Comentario: La perforadora Atlas Copco S1D es una perforadora electrohidráulica de un solo brazo. Esta perforadora jumbo ofrece un sistema de control hidráulico mejorado.

Figura 52

Características de la perforadora se detallan a continuación:

Radio de curva.

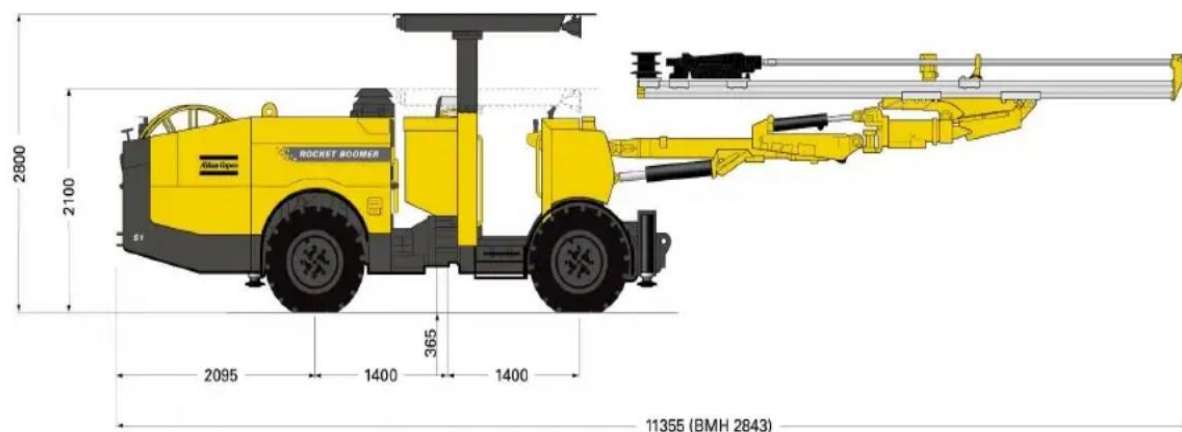
Cobertura.



Fuente: Hoja Técnica Atlas Copco S1D

Figura 53

Dimensiones de la perforadora se detallan a continuación:

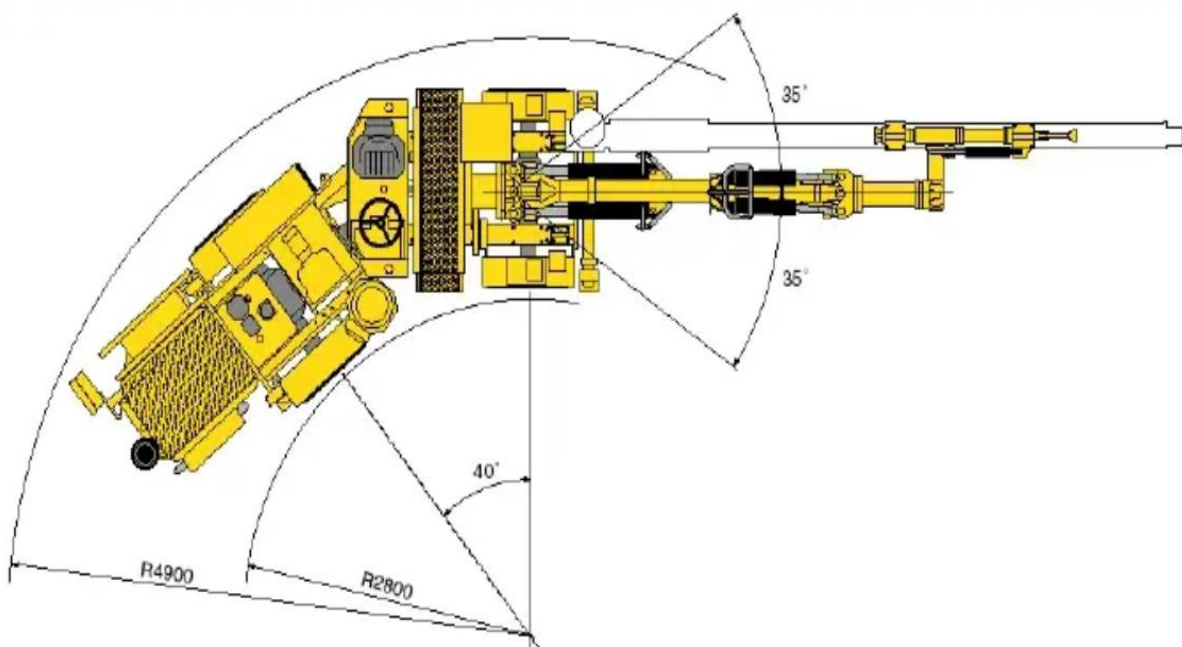


Fuente: Hoja Técnica Atlas Copco S1D

Radio de giro de la perforadora se detalla a continuación:

Figura 54

Radio de giro de la perforadora Atlas Copco S1D



Fuente: Hoja Técnica Atlas Copco S1D

Partes de la perforadora se detallan a continuación:

Figura 55

Componentes principales del Jumbo Electrohidráulico



Fuente: Hoja Técnica Atlas Copco S1D

Perforadora Jumbo Electrohidráulico Atlas Copco Boomer S1D

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS

Longitud: 11.4 m

Ancho: 1.75 m

Altura: 2.8 m

Peso: 10 – 13 ton

Motor: Deutz 4 cilindros, D914 L04

Potencia de motor diésel, estándar: 55 kw a 2300 rpm

Angulo de giro: +/- 35°

Dirección articulada: +/- 40° ángulo de dirección

Potencia instalada total: 59 kw / 79 kw

Presión de trabajo máximo: 250 bar (3625.95 psi)

Capacidad de subida: 28°

Velocidad máxima: 13 km/hr

Este equipo dispone de un brazo equipado con barrenos de 14 pies de largo y brocas de 45 mm, operando bajo las siguientes condiciones:

- Tipo de roca: III-A regular A caliza semidura-dura (125 Mpa)
- Tipo de perforadora: Jumbo electrohidráulico de un brazo
- Longitud de barreno: 14' = 4.27 m
- Diámetro de taladro de producción: 45 mm
- Diámetro de taladro de alivio: 102 mm
- Longitud del taladro: 3.84 m
- Eficiencia de perforación = 90%

4.2.2.1.1. Cálculo eficiencia de perforación

$$\text{Eff_Perf.} = \frac{3.84}{4.27} * 100\% = 90\%$$

Cálculo longitud de taladro

$$\text{Long, Tal.} = 4.27 * 0.90 = 3.84 \text{ m}$$

Cálculo de longitud de avance por disparo

$$\text{Long Avance/disparo} = 3.84 * 0.85 = 3.26 \text{ m}$$

Longitud de perforación por frente

$$\text{Long. Perf. /frente} = 234.42 \text{ m}$$

Tiempo de perforación por frente

$$\text{Tiempo Perf. /frente} = 4.04 \text{ hrs}$$

Velocidad de perforación

$$\text{Velocidad Perf.} = 60 \text{ m/hr.}$$

b) Accesorios

En las operaciones de perforación subterránea, se utilizan diversos componentes esenciales como las barras de acero perforadoras y brocas, así como acopladores y adaptadores que permiten ensamblar correctamente el sistema. Las brocas, que son herramientas de corte fabricadas generalmente en carburo de tungsteno, cuentan con un canal interno por donde circula agua para enfriar y evacuar los residuos durante la perforación.

Estas brocas pueden presentar distintas formas, como en cruz, en X o con insertos tipo botón, siendo estas últimas las más eficientes, ya que permiten una rotura más uniforme de la roca y facilitan el desalojo del detrito. Los diámetros de broca varían entre 45 mm y 102 mm, y su elección se basa en el tipo de perforadora, dureza del macizo y el diámetro necesario para alojar los explosivos.

Para mejorar el rendimiento, es común el uso de múltiples salidas de agua en la broca, tanto frontales como laterales, que ayudan a mantener el equipo en condiciones óptimas. La selección adecuada de estos elementos debe realizarse consultando las especificaciones técnicas que proporciona el fabricante del equipo.

✓ **Brocas**

Se emplean brocas boton con insertos tipo botón, diseñadas específicamente para enfrentar distintos tipos de formaciones rocosas. Estas herramientas, hechas de acero de alta resistencia y reforzadas con carburo de tungsteno, ofrecen una gran durabilidad y un rendimiento superior. En este caso, se seleccionó una broca de 45 mm de diámetro, ideal para adaptarse a condiciones geológicas variables y garantizar una perforación eficiente en rocas duras como el basalto.

Figura 56

Broca de botones de 45 mm de diámetro



Fuente: (rock-tool, 2024)

✓ **Barra de perforación**

Se optó por el uso de varillas hexagonales de 14 pies de longitud debido a su elevada rigidez estructural y su capacidad para transmitir de manera más efectiva la energía generada durante la perforación. Según Rock Tool (2024), este tipo de barras no solo mejora el rendimiento del impacto, sino que también facilita una mejor evacuación del detrito durante el proceso de perforación, lo cual incrementa la eficiencia operativa en frentes con rocas de alta resistencia.

Figura 57

Barra de perforación de 14 pies para jumbo



Fuente: (rock-tool, 2024)

✓ Shank (Adaptador de culata)

Los adaptadores de culata para martillo en cabeza son compatibles con las perforadoras de roca. Los adaptadores de vástago están diseñados específicamente para soportar fuerza de percusión, están hechos de aceros de aleación con tecnología de carburación resistentes al desgaste.

Es el componente que recibe el movimiento giratorio del martillo de la perforadora y lo transmite a la barra de perforación.

Figura 58

Adaptador de barra de perforación



Fuente: (rock-tool, 2024)

Figura 59

Principio de perforación mecanizada

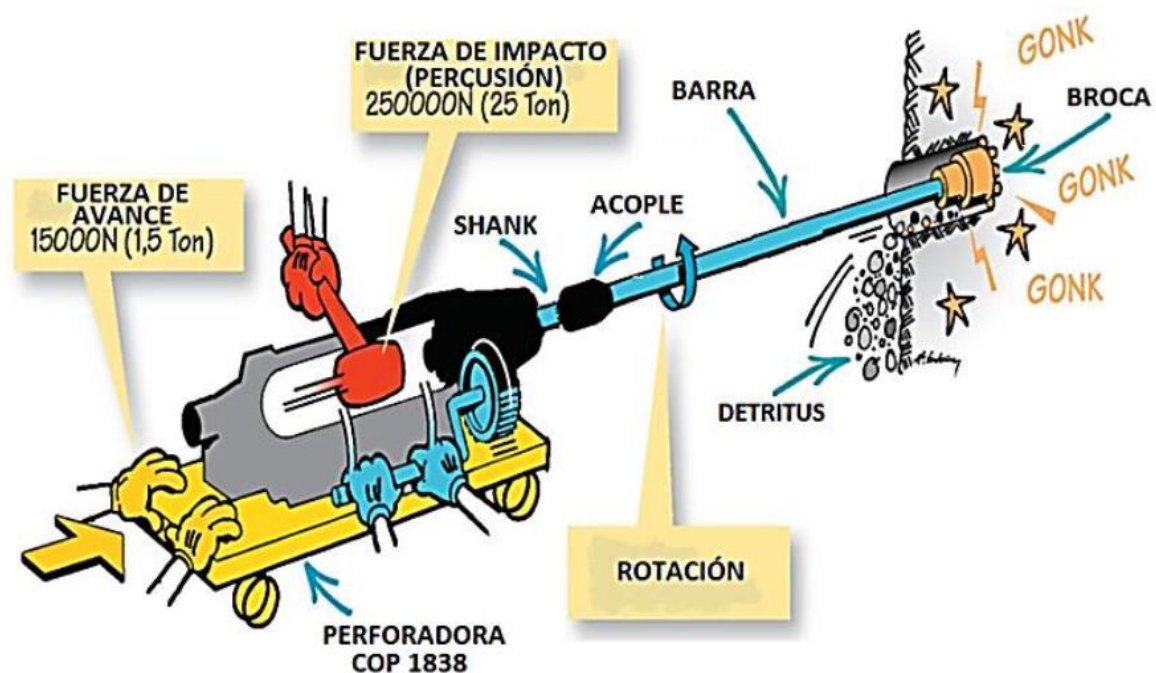


Figura 60

Equipamiento Tophammer, Compañía Minera Chungar

TREN DE PERFORACIÓN	DESCRIPCIÓN DE ACERO	VIDA ÚTIL ESTIMADO
	SHANK COP1838 T38x435mm	7700 METROS PERFORADOS (MP)
	ACOPLE T38/T38 CON TOPE	7700 METROS PERFORADOS (MP)
	BARRA MAGNUM T38 H35 SR35x14 PIES	4200 METROS PERFORADOS (MP)
	BROCA SR35x45mm BALÍSTICO	1000 METROS PERFORADOS (MP)
	BROCA DOMO SR35x102mm BALÍSTICO	—

4.2.2.1.2. Diseño de Malla de Perforación

El planteamiento del patrón de perforación es para habilitar una sección útil de 21 m², diseñada para permitir el tránsito de vehículos de gran volumen, como volquetes de hasta 20 m³. El diseño contempla la aplicación de un esquema de corte cilíndrico, que se basa en la ejecución de taladros dispuestos paralelamente, donde los taladros centrales —sin carga— presentan un diámetro mayor que los periféricos.

Este sistema favorece la formación de una cavidad inicial efectiva, minimiza el riesgo de sobreexcavación y garantiza una correcta alineación del eje longitudinal de la rampa. Además, proporciona mayor precisión en la perforación, mejorando el consumo de explosivos y mejora la fragmentación de la roca.

Datos del diseño de malla de perforación y voladura:

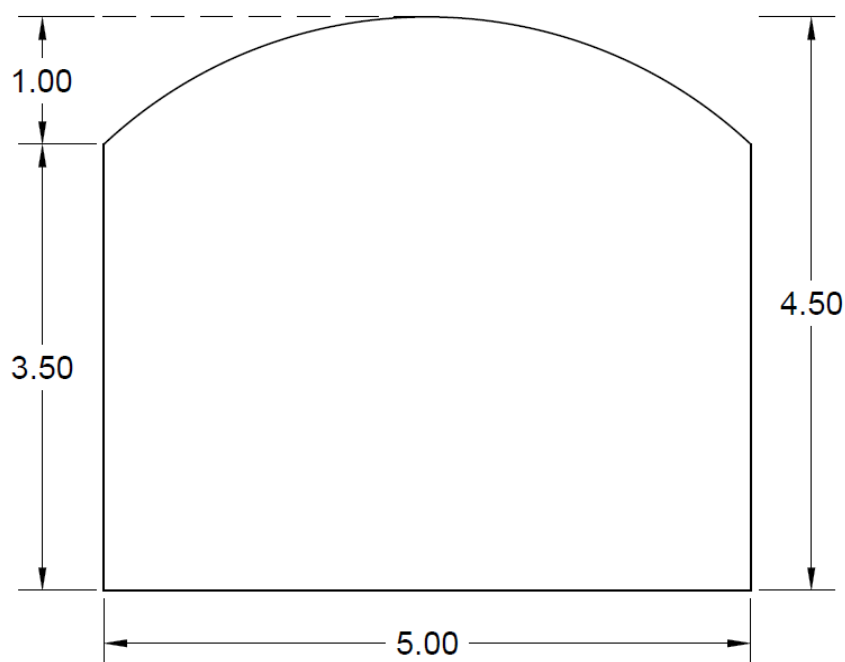
- Labor: Rampa (-)
- Sección aparente: 5 x 4.5m
- Roca sobre el cual se construye: Caliza

- Tipo de roca: Caliza (2.50 Ton/m^3)
- RMR: 55
- Equipo de perforación: Jumbo Electrohidráulico (*Atlas Copco Boomer S1D*)
- Tipo de corte: Corte cilíndrico
- Densidad: 2.50 ton/m^3
- Longitud de la barra: 14 pies,
- Perforación efectiva: 3.84 m
- Diámetro de taladro de producción: 45 mm
- Diámetro de taladro de alivio: 102 mm (broca rimadora)
- Taladros perforados: 61 tal
- Taladros cargados: 47 tal
- Taladros alivio: 4 tal
- Taladros vacíos: 10 tal
- Metros perforados: 234.42 m
- Tiempo de perforación del frente: 4.04 hrs
- Velocidad de perforación: 60 m/hr

Figura 61

Diseño de sección transversal de la rampa principal

Fuente 1: Elaboración propio



Area: 20.94 m^2 .
Perimetro: 17.52 ml.

Fuente 1: Elaboración propia

4.2.2.1.3. Número de taladros por disparo (NT)

$$NT = \frac{P}{E} + (K * S)$$

Dónde:

NT = número de taladros

P = perímetro de la sección en metros

E = distancia entre taladros periféricos (espaciamiento)

K = coeficiente o factor de roca

S = sección real

$$S = B * H \left(\frac{11}{12} \right)$$

$$S = 5 \text{ m} \times 4.5 \text{ m} \left(\frac{11}{12} \right) = 20.63 \text{ m}^2 \approx 21 \text{ m}^2$$

$$P = 4 * \sqrt{S}$$

$$P = 4 * \sqrt{20.63}$$

$$P = 18.17 \text{ m} \approx 18 \text{ m}$$

Tabla 27

Valores de coeficiente de roca

VALORES USUALES		
Tipo de Roca	E	K
Dura	0.50	2.0
Semidura	0.60	1.5
Suave	0.70	1.0

Fuente: Elaboración Propia del Autor

E = 0.6 para roca semi-dura

K = 1.5 para roca semi-dura

Resulta:

$$NT = \frac{P}{E} + (K * S)$$

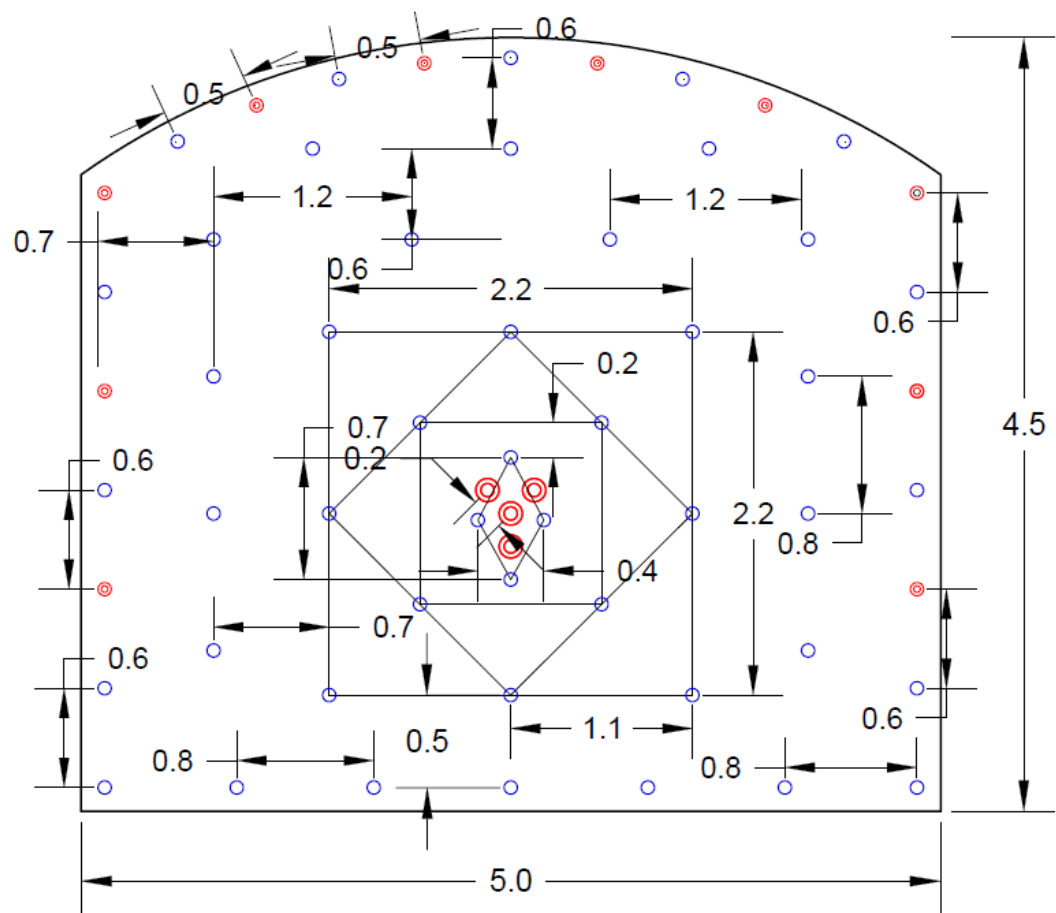
$$NT = \frac{18.17}{0.60} + (1.5 * 20.63)$$

$$NT = 61.23 \approx 61 \text{ taladros/frente}$$

RAMPA PRINCIPAL 5.0 m x 4.5 m

El diseño de la malla para la Rampa Principal se presenta en la Imagen N° 28, mostrando la distribución y características de los taladros previstos para esta sección.

Figura 62
Diseño de Malla de Perforación



Diseño de distribución según tipo de taladros

DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	64	33.92
TAL. CUADRADOR	13	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	104	55.12
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	6	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	42	22.26
TAL. ALZAS	5	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	6	30	15.9
TAL. ARRASTRES	7	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	56	29.68
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	190.8
TALADROS VACIOS	10						

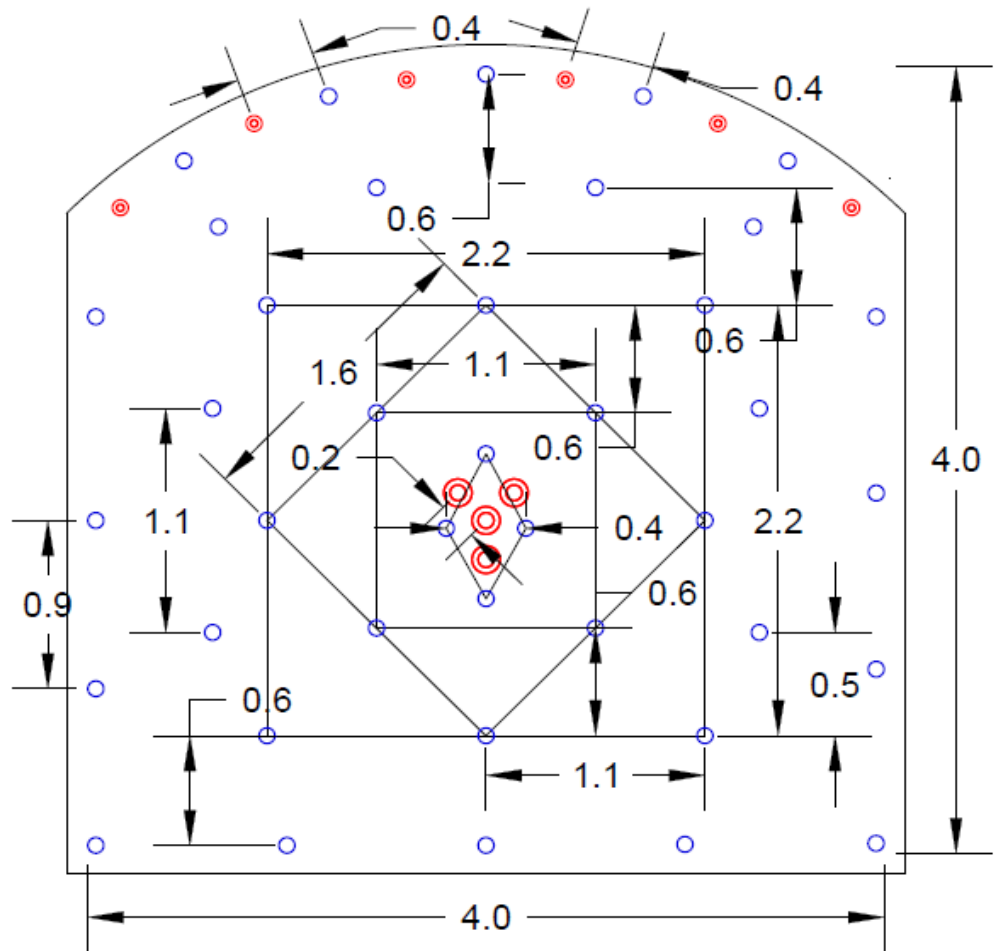
Fuente: Elaboración Propia

CÁMARA DE ACUMULACIÓN 4m x 4m

La configuración de la malla de perforación para la Cámara de Acumulación se detalla en la Imagen N° 29, donde se ilustran los taladros específicos para esta área.

Figura 63

Diseño de la malla de perforación



Diseño de distribución según tipo de taladros

DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	56	29.68
TAL. CUADRADOR	9	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	63	33.39
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. ALZAS	3	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	6	18	9.54
TAL. ARRASTRES	5	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	35	18.55
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	137.8
TALADROS VACIOS	10						

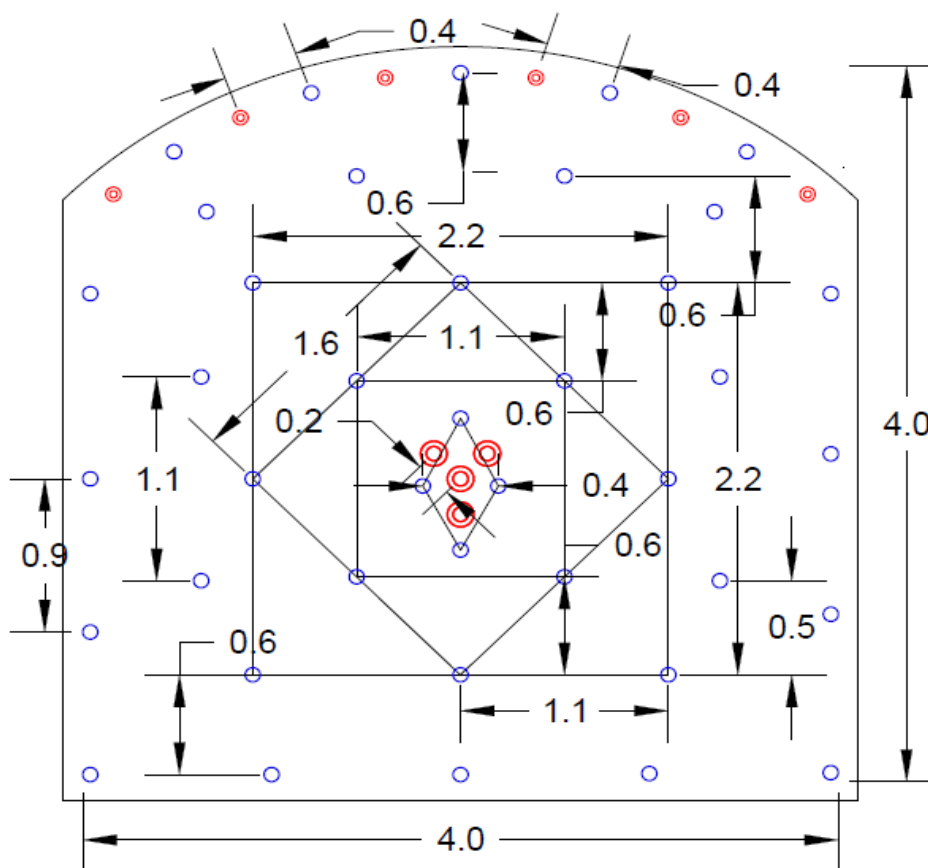
Fuente: Elaboración Propia

CÁMARA DE CARGUÍO 4 m x 4 m

La malla de perforación para la Cámara de Carguío se encuentra representada en la Imagen N° 30, donde se especifican los taladros correspondientes a esta sección.

Figura 64

Diseño de la malla de perforación



Diseño de distribución según tipo de taladros

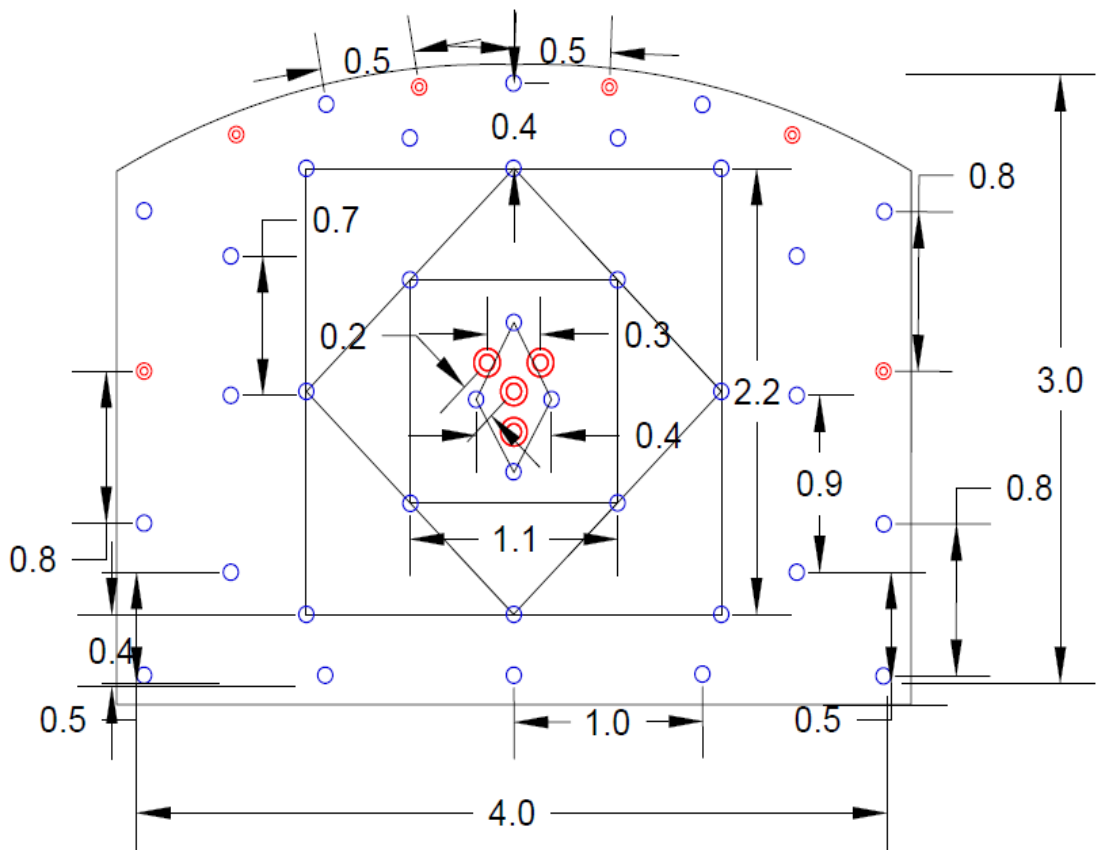
DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	56	29.68
TAL. CUADRADOR	9	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	63	33.39
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. ALZAS	3	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	6	18	9.54
TAL. ARRASTRES	5	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	35	18.55
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	137.8
TALADROS VACIOS	10						

Fuente: Elaboración Propia

CÁMARA DE BOMBEO 4 m x 3 m

El diseño de la malla de perforación para la Cámara de Bombeo está ilustrado en la Imagen N° 31, donde se detallan los taladros asignados a esta zona.

Figura 65
Diseño de la malla de perforación



Diseño de distribución según tipo de taladros

DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	48	25.44
TAL. CUADRADOR	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	48	25.44
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	6	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	36	19.08
TAL. ALZAS	5	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	5	25	13.25
TAL. ARRASTRES	5	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	35	18.55
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	133.56
TALADROS VACIOS	6						

Fuente: Elaboración Propia

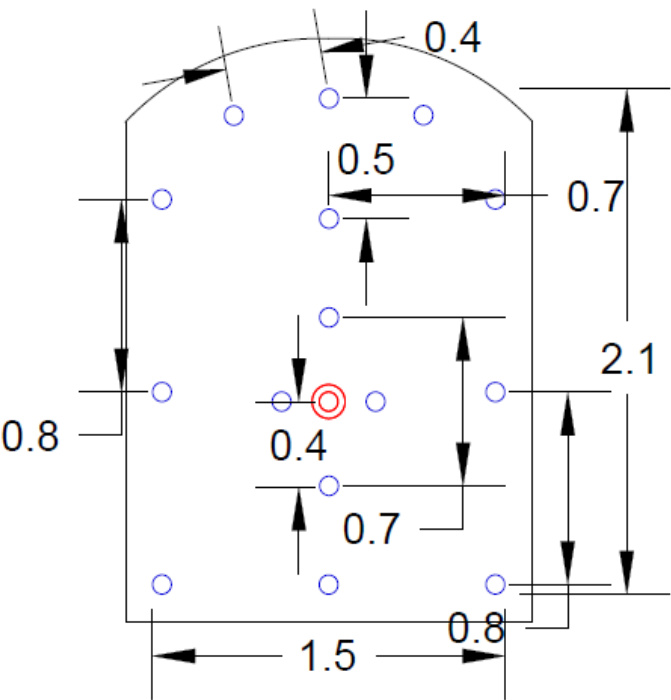
REFUGIO 1.5 m x 2.1 m

El diseño de la malla de perforación del Refugio será:

Diseño de taladros del refugio.

Figura 66

Diseño de Malla de perforación



Diseño de distribución según tipo de taladros

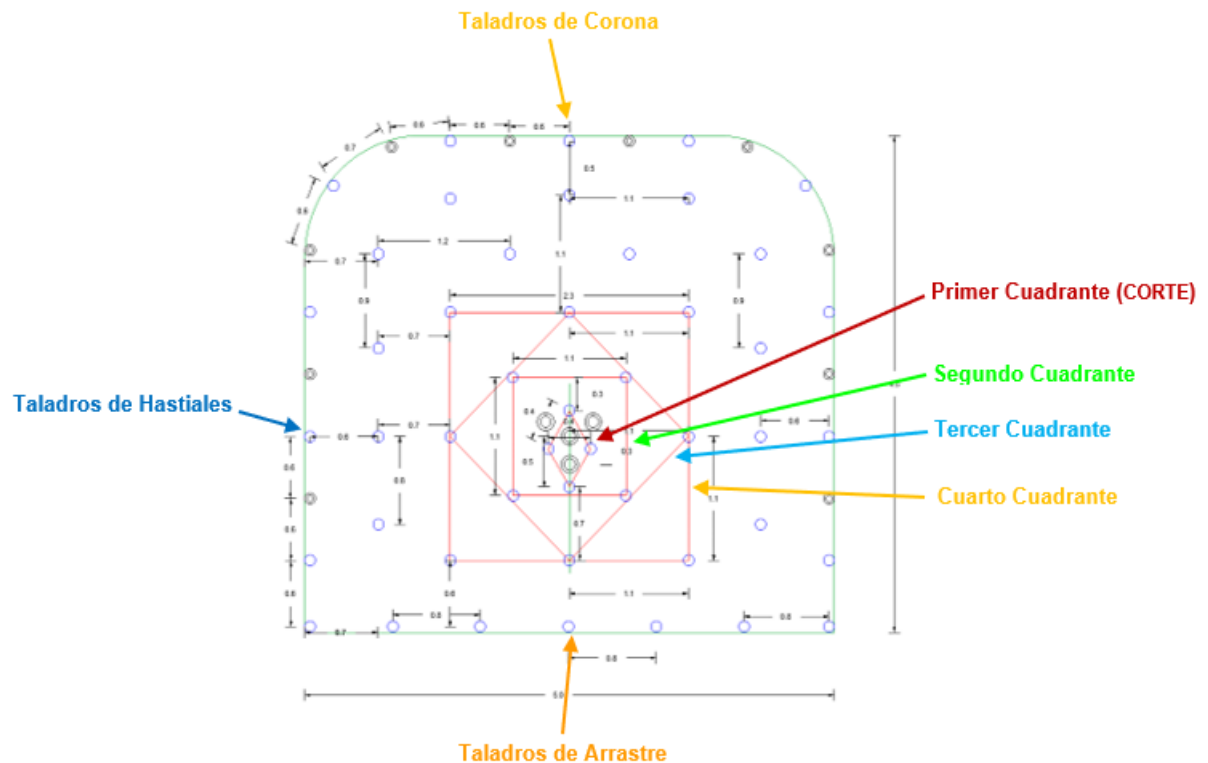
DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	0	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	0	0	0
TAL. AYUDA DE AYUDA	0	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	0	0	0
TAL. CUADRADOR	1	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	7	3.71
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	2	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	14	7.42
TAL. ALZAS	3	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	6	18	9.54
TAL. ARRASTRES	3	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	21	11.13
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	48.76
TALADROS VACIOS	10						

Fuente: Elaboración Propia

Diseño de distribución según tanda de taladros

Figura 67

Diseño de taladros



Debemos indicar que, para el diseño de la plantilla de perforación, fue considerado como factor decisivo el análisis geomecánico del terreno, lo cual determinó la necesidad del equipo de perforación más adecuada a las exigencias de la excavación, determinándose así el uso de perforadora tipo Jumbo.

El diseño abarca:

- El corte o arranque con 8 taladros: 4 taladros de 45mm de diámetro y 4 taladros de 102mm de diámetro rimados (alivios).
- Se marcan las ayudas y el resto de taladros en toda la sección transversal.
- La perforación debe ser inclinada, teniendo en cuenta la inclinación de la rampa y los taladros deben mantener el paralelismo entre sí.

4.2.2.1.4. Rendimientos de la Perforación

Muchos factores afectan la perforación con la evacuación de los detritos formados durante el proceso de perforación. Estos a su vez determinan el rendimiento de un sistema de perforación. Entre ellos tenemos:

- Máquina perforadora
- Barrenos
- Brocas
- Circulación del fluido
- Dimensiones del taladro
- Tipo de roca

Los primeros cuatro factores mencionados forman parte del sistema de perforación y se conocen comúnmente como "variables operativas". Estas variables son ajustables dentro de ciertos rangos y deben elegirse en función de las condiciones geomecánicas específicas de cada mina.

En cambio, las dimensiones de los taladros (diámetro, longitud e inclinación) y la calidad de rocas (propiedades físico-químicas, características geológicas y condiciones de estado de esfuerzos) son consideradas como "variables independientes".

b3) RENDIMIENTO DE PERFORADORA JUMBO. (Diámetro broca: **45 mm**)

a) Tiempo de perforación con barra de 14 pies : 3.84 min/taladro

b) Eficiencia de perforación de jumbo : 90 %

c) Longitud de barra : 14 pies

Longitud barra = Longitud barra real – Longitud del Shank

Longitud barra = 14pies – 1pie = 13 pies

Longitud barra = 13pies x (0.3048m/pies) x 0.90 = 3.57 m

d) Cambio de posición del equipo: 0.62 min/taladro

e) Tiempo de rimado por taladro: 5.76 min/taladro

$5.76 \text{ min/taladro} \times 4 \text{ taladros} = \underline{23.04} \text{ min/frente}$

f) Sub total de tiempo empleado: 4.46 min/taladro

$4.46 \text{ min/taladro} \times 57 \text{ taladros/frente} = \underline{254.22} \text{ min/frente}$

g) Tiempo de perforación en todo el frente:

$$254.22 + 23.04 \text{ min} = \mathbf{277.26 \text{ min/frente}}$$

h) Factor de seguridad y otros imprevistos: 20%

i) Tiempo de perforación de todo el frente corregido:

$$277.26 \text{ min/frente} + 277.26 \text{ min/frente} * (20\%) = \mathbf{332.71 \text{ min/frente}}$$

j) Instalación del equipo: 10 min

k) Desconexión de la máquina perforadora: 10 min

$$\text{Total} = 352.71 \text{ min/frente} = \mathbf{5 \text{ hr } 52 \text{ min } 44 \text{ seg /frente}}$$

Tiempo total de perforación: 5hr 52min 44seg por frente para **61** taladros a perforar.

4.2.2.2. Diseño de Voladura

La voladura, etapa clave tras la perforación, consiste en fragmentar la roca usando explosivos. Para lograr resultados efectivos y económicos, es vital elegir el explosivo adecuado y distribuirlo correctamente en la malla de perforación, considerando las características de la roca, la carga y las normas de seguridad.

4.2.2.2.1. Explosivos y Accesorios

Para la construcción de la rampa, según la calidad del macizo rocoso, se seleccionaron los siguientes explosivos:

Emulnor encartuchado en diámetros de 1½ pulgadas y longitudes de 16 pulgadas, en tres variantes: 5000, 3000 y 1000.

- Emulnor 5000: usado principalmente para la carga de columna en el arranque y para el encebado de las primas del frente.
- Emulnor 3000: aplicado en ayudas de arranque, sobre ayudas, cuadradores, contornos (hastiales) y arrastres.
- Emulnor 1000: destinado a la preparación de la carga en las alzas (corona).

Los accesorios de voladura incluyen:

- Faneles de periodo corto (1 y 7) de color rojo.
- Faneles de periodo largo (1 a 16) de color amarillo, utilizados para la preparación de las primas.
- Pentacord (cordón detonante) 5 P para el amarre del frente.
- Mecha rápida con carmex de 7 pies para el chispeo.

a. Emulsión encartuchada (Emulnor)

Son explosivos emulsión agua-aceite, encapsulados en cartuchos plásticos y sensibles a detonadores. Adaptables a terrenos húmedos, ofrecen diferentes niveles de energía y son ideales para minería subterránea en espacios confinados.

- ❖ **EMULNOR 5000** para voladura de rocas muy duras.
- ❖ **EMULNOR 3000** para voladura de rocas semiduras a duras.
- ❖ **EMULNOR 1000** para voladura de rocas suaves a intermedias.
- ❖ **EMULNOR 500** para voladura de rocas muy suaves.

Características principales:

- Alta versatilidad con diferentes potencias según la dureza de la roca.
- Apto para perforaciones profundas y amplio rango de temperaturas.
- Excelente resistencia al agua, ideal para taladros húmedos o inundados.
- Gases residuales de buena calidad que permiten rápida reanudación de labores.
- Mejor confinamiento gracias a cartuchos de fácil apertura.
- Reduce riesgos laborales al evitar el manejo de nitroglicerina.

Figura 68
Emulsiones



Fuente: Manual de explosivos y accesorios FAMESA.

Ventajas:

- Muy resistentes al agua
- Producción de menos gases tóxicos por su balance de oxígeno
- Se presenta en diferentes dimensiones y potencias
- Seguras a golpes, choques, fricciones, fuegos e impactos
- En la construcción de la rampa se empleará Emulnor, 1 ½’’

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Figura 69

Explosivos y accesorios

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

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.
 ** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.
 *** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Fuente: manual de explosivos y accesorios Famesa

b. FANEL (Fulminante no eléctrico de retardo)

El fanel es un componente de iniciación diseñado para detonaciones controladas, ampliamente utilizado en minería tanto subterránea como a cielo abierto, así como en proyectos de infraestructura. Este sistema prescinde de corriente eléctrica, lo que elimina el riesgo de disparos prematuros por inducción o fallas eléctricas. Su configuración permite una sincronización precisa entre los tiempos de explosión, lo que lo convierte en una herramienta segura, confiable y apta para operaciones complejas, incluyendo voladuras de gran escala. Además, su diseño facilita conexiones simples y sin errores, optimizando la ejecución del disparo.

El sistema FANEL está compuesto por varios elementos clave que garantizan una iniciación precisa y segura en las voladuras:

- **Detonador de Retardo N.º 12:** Contiene una carga primaria muy sensible y un explosivo secundario potente, junto con un mecanismo que controla el tiempo de detonación según su numeración.
- **Tubo de Choque Fanel:** Fabricado con polímero termoplástico resistente y revestido internamente con material reactivo que transmite la onda de choque necesaria para activar el detonador. Está sellado en un extremo y conectado al detonador en el otro.
- **Etiqueta:** Cada tubo Fanel lleva una etiqueta con número de serie y tiempo de retardo (en milisegundos o segundos) para una identificación segura durante el montaje.

- **Conector plástico tipo “J”:** Pieza plástica diseñada para unir el tubo de choque con el cordón detonante, asegurando una conexión firme y fiable para la transmisión de la señal.

El FANEL es un iniciador no eléctrico empleado en voladuras mineras y obras civiles, diseñado para ofrecer alta resistencia y durabilidad. Su sistema incluye un detonador de retardo, un tubo de choque reforzado que transmite la señal por ondas de presión, y un conector plástico que asegura una conexión segura con el cordón detonante. Esta combinación garantiza una sincronización exacta, mayor seguridad y mejor desempeño en las voladuras.

- El detonador de retardo tiene como propósito principal activar el iniciador o “cebo” de la columna explosiva dentro del taladro, generando además un retraso predeterminado que permite una secuencia controlada de la voladura.
- Por su parte, el tubo de choque actúa como el medio transmisor de la señal de iniciación. Esta señal, generada por el cordón detonante en superficie, es conducida internamente hasta alcanzar el detonador ubicado dentro del taladro, asegurando así una transmisión precisa y segura del impulso de encendido.

Comprende tres series:

- **Periodo Largo LP:** Este tipo se emplea comúnmente en la excavación de túneles, donde los intervalos entre detonaciones son más prolongados. Esto permite que la roca confinada se libere adecuadamente, facilitando su desplazamiento y creando una cara libre para que los taladros posteriores puedan volar sin impedimentos.
- **Periodo Corto MS:** Se trata de un sistema con tiempos de retardo muy breves, típicamente de 25 milisegundos entre cada detonación. Es ideal para voladuras superficiales y en minería subterránea, especialmente en la fragmentación de tajeos amplios.
- **Periodo Universal:** Esta modalidad integra los sistemas de retardo largo y corto, brindando mayor flexibilidad en la planificación y control de tiempos de detonación en voladuras de gran escala o complejidad.

Propiedades / Beneficios

- ✓ Una mayor cantidad de retardos necesarios para el diseño de secuencia en una voladura, ello minimiza las vibraciones.
- ✓ Un mayor control sobre el diseño del desplazamiento de la roca (fly rock).
- ✓ Un mejor rango de tiempo de retardos necesario para obtener la fragmentación requerida.
- ✓ El detonador no eléctrico FANEL, otorga un alto nivel de seguridad contra la iniciación por electricidad estática, corrientes vagabundas y transmisiones de radiofrecuencia.
- ✓ Incorpora alta resistencia a la tracción y alta resistencia a la abrasión.

- ✓ Resistente al impacto y al choque.
- ✓ Mínimo porcentaje de dispersión en los tiempos de retardo.
- ✓ Alta resistencia al desglose o desprendimiento del tubo y el detonador.
- ✓ Alta resistencia a la tracción del tubo.
- ✓ Alta resistencia al agua.
- ✓ Sensible al cordón detonante y fulminante No. 8.
- ✓ El detonador tiene una fuerza N°12, para asegurar la iniciación fiable de los cebos y explosivos sensibles a los detonadores.

Características Técnicas

Especificaciones técnicas

- Potencia del detonador
- Resistencia al impacto
- Resistencia al desglose del tubo y el conector prueba (Pull test)
- Velocidad de la onda de choque
- Resistencia a la tracción del tubo

Tipos:

Con el fin de atender las distintas necesidades tanto a nivel nacional como internacional, el FANEL está disponible en dos versiones, diferenciadas por el intervalo de tiempo que tarda en detonar:

DETONADOR NO ELÉCTRICO FANEL

- FANEL – Periodo Corto (**MS**)
- FANEL – Periodo Largo (**LP**)

El Fanel es un accesorio de voladura resistente y durable, apto para minería y obras civiles, que mejora la seguridad y eficiencia. Funciona entre -10°C y 35°C; para otras temperaturas, se debe contactar Asistencia Técnica.

Uso

Entre las ventajas están:

- Fragmentación y seguridad mejoradas.
- Menor ruido al no usar cordón detonante.
- Disminución de inventarios por variedad de retardos.
- Gran versatilidad para diseñar o ajustar voladuras rápidamente.

Almacenamiento

El manejo y almacenamiento deben seguir las normas oficiales. Guardar en polvorines seguros, lejos de lluvia, calor, materiales inflamables, maquinaria en uso y zonas urbanas. Apilar con estabilidad para evitar daños.

Figura 70

Tipos de faneles



Fuente: Manual de Explosivos y Accesorios Famesa

Figura 71

Características técnicas de fanel

Características técnicas			
DEL FULMINANTE DE RETARDO		DE LA MANGUERA FANEL	
	FANEL®		FANEL®
DIÁMETRO (mm)	7,3	MATERIAL	Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica
LONGITUD (mm)	60 / 68 / 88 / 92	DIÁMETRO (mm)	3,3
PRUEBA DE ESPOJO, DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)	11,0	LONGITUDES (m)	4,0 / 4,2 / 4,8 / 12 / 15 / 18
VOLUMEN TRAUZL (cm³)	34	COLOR	PERIODO CORTO Rojo
RESISTENCIA AL IMPACTO 2kg / 1m	No detona		PERIODO LARGO Amarillo
		RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (kg)	18
		VELOCIDAD DE ONDA (m/s)	2 000 ± 200
		Otras longitudes se fabrican a pedido.	
DE LA ETIQUETA		DEL CONECTADOR PLÁSTICO TIPO "J"	
	FANEL®		FANEL®
MATERIAL	Plástico	MATERIAL	Plástico
COLOR DE LETRA	Negro	COLOR	PERIODO CORTO Rojo
COLOR DE FONDO	En función del tiempo de retardo		PERIODO LARGO Azul

**ESCALA DE TIEMPOS NOMINALES DE RETARDO
FANEL SERIE ESPECIAL (SERIE FSE):**

N° Retardo	Nominal (ms)	N° Retardo	Nominal (ms)
1	50	31	2425
2	100	32	2575
3	150	33	2725
4	200	34	2875
5	250	35	3025
6	300	36	3200
7	350	37	3375
8	400	38	3550
9	450	39	3775
10	500	40	4000
11	560	41	4225
12	620	42	4450
13	680	43	4725
14	740	44	5000
15	800	45	5275
16	880	46	5600
17	960	47	5925
18	1040	48	6250
19	1120	49	6650
20	1200	50	7050
21	1300	51	7450
22	1400	52	7950
23	1500	53	8450
24	1600	54	8950
25	1700	55	9550
26	1800	56	10150
27	1925	57	10750
28	2050	58	11500
29	2175	59	12250
30	2300	60	13000

Fuente: Manual de Explosivos y Accesorios Famesa

Figura 72
Partes de un fanel



Fuente: Manual de Explosivos y Accesorios Famesa

Los iniciadores de retardo largo (LP) se usan habitualmente cuando la voladura cuenta con una sola cara libre. Por otro lado, los iniciadores con retardos en milisegundos (MS) son aplicados cuando los taladros presentan dos o más caras libres claramente definidas. Para este último caso, se utiliza específicamente la serie 10, con un retardo de 5 segundos.

Tabla 28

Escala de Tiempos Nominales de Retardo (Serie Nacional)

Periodo Corto		Periodo Corto	
N° de serie	Tiempo de retardo (ms)	N° de serie	Tiempo de retardo (ms)
1	25	11	300
2	50	12	350
3	75	13	400
4	100	14	450
5	125	15	500
6	150	16	600
7	175	17	700
8	200	18	800
9	225	19	900
10	250	20	1000

Periodo Largo		Periodo Largo	
N° de serie	Tiempo de retardo (s)	N° de serie	Tiempo de retardo (s)
1	0.5	9	4.5
2	1	10	5
3	1.5	11	5.6
4	2	12	6.2
5	2.5	13	6.8
6	3	14	7.4
7	3.5	15	8
8	4	16	8.6

Fuente: Manual de explosivos y accesorios Famesa

4.2.3. PENTACORD (Cordón detonante)

El pentacord se caracteriza por su elevada velocidad de detonación, alcanzando aproximadamente 7000 metros por segundo. Su función principal es iniciar otros elementos explosivos como el fanel, boosters, dinamitas y emulsiones. Este cordón se clasifica según la cantidad de pentrita que contiene por metro de longitud. En este caso, se empleará el cordón detonante 5P, que tiene una carga de 5 gramos por metro.

Figura 73

Cordón detonante



Fuente: Manual de explosivos y accesorios Famesa

Figura 74

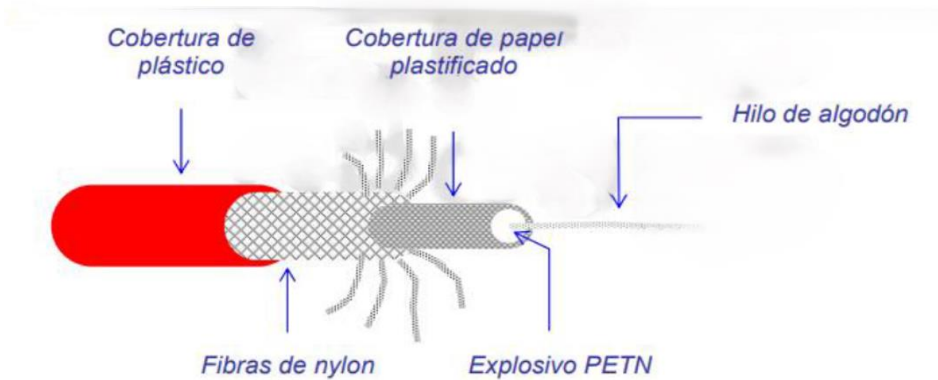
Características del cordón detonante

Características técnicas		3 P	3 PE	5 P	5 PE	8 P	8 PE	10 P	10 PE
PESO DE CARGA	(g/m)	4	4	5	6	8	8	10	10
	(granos/pie)	19	19	24	28	38	38	47	47
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN	(kg)	60	70	60	70	60	70	60	70
	(lb)	132	154	132	154	132	154	132	154
VELOCIDAD DE DETONACIÓN	(m/s)	6 800	6 800	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000
	(pie/s)	22 309	22 309	22 965	22 965	22 965	22 965	22 965	22 965

Fuente: Manual de explosivos y accesorios Famesa

Figura 75

Partes del cordón detonante



Fuente: Manual de Explosivos y Accesorios Famesa

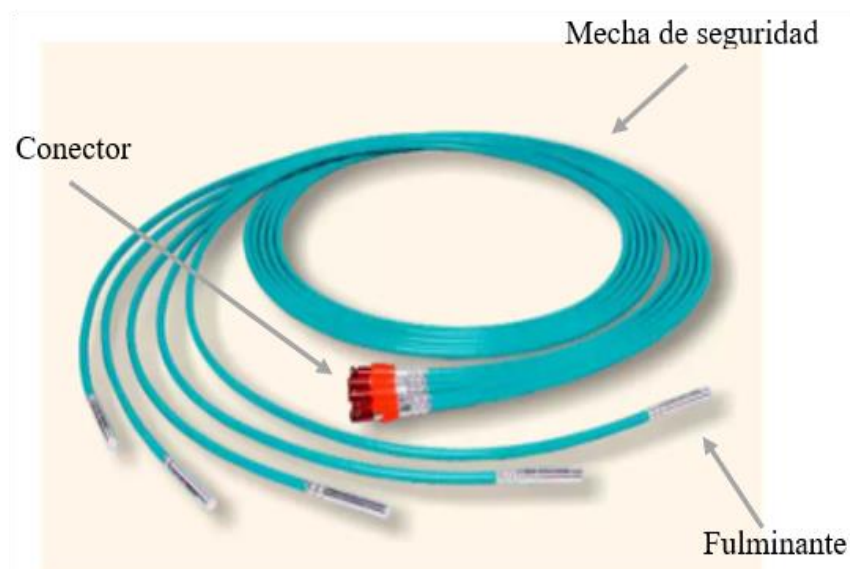
4.2.4. CARMEX (Sistema abastecedor de energía)

Cuenta con un sistema de iniciación convencional de explosivos llamado CARMEX; el cual, está integrado por accesorios tradicionales de voladura, tales como: mecha de seguridad, block de sujeción, conector y fulminante común.

El carmex es un iniciador de voladuras seguro y práctico, que integra un fulminante N°8, mecha de seguridad, conector para mecha rápida y un bloque plástico de sujeción. Su núcleo contiene 6 g/m de pólvora, con combustión de 150–165 ms y chispa de 50 mm. Su diseño evita el ensamblaje en mina, mejora la seguridad, optimiza la secuencia de disparo y reduce fallos.

Figura 76

Carmex



Fuente: Manual de Explosivos y Accesorios Famesa

Figura 77

Características del carmex

Características técnicas	
DEL FULMINANTE COMÚN	
	CARMEX®
DIÁMETRO DEL FULMINANTE (mm)	6,3
LONGITUD DEL FULMINANTE (mm)	45
PRUEBA DE ESOPPO, DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)	10,0
VOLUMEN TRAUZL (cm³)	23
RESISTENCIA A LA HUMEDAD RELATIVA DEL 100 % POR 24 HORAS	Detona
RESISTENCIA AL IMPACTO 2 kg/1m	No Detona
SENSIBILIDAD A LA CHISPA DE LA MECHA DE SEGURIDAD	Buena
DE LA MECHA DE SEGURIDAD	
	CARMEX®
COLOR DE RECUBRIMIENTO PLÁSTICO	Verde
NÚCLEO DE PÓLVORA (g/m)	6
TIEMPO DE COMBUSTIÓN a.n.m. (s/m)	150 a 165
LONGITUD DE LA CHISPA a.n.m. (mm)	50
DIÁMETRO EXTERNO (mm)	5,2
RESISTENCIA A LA TENSION DURANTE 3 MINUTOS (kg)	30
a.n.m.= a nivel del mar	

DEL CONECTOR	
	CARMEX®
DIÁMETRO DEL CONECTOR (mm)	6,3
LONGITUD DEL CONECTOR (mm)	45
ANCHO DE LA RANURA (mm)	2,4
CARGA DE MATERIAL PIROTÉCNICO (g)	0,5
ALTURA DE CARGA (mm)	12

DEL BLOCK DE SUJECCIÓN	
	CARMEX®
DIÁMETRO DEL BLOCK DE SUJECCIÓN (mm)	10
LONGITUD TOTAL (mm)	14
COLOR DEL BLOCK DE SUJECCIÓN	Anaranjado
MATERIAL	Plástico

Fuente: Manual de explosivos y accesorios Famesa

4.2.5. MECHA RÁPIDA (Cordón de ignición)

La mecha rápida es fundamental en los sistemas clásicos de iniciación de voladuras. Está compuesta por una mezcla pirotécnica, dos hilos conductores y una cubierta plástica protectora.

Al quemarse, genera una llama incandescente que activa la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, asegurando un encendido seguro y efectivo de la mecha de seguridad.

Su diseño está adaptado a las demandas de la minería y la construcción civil.

Tipos:

- Mecha rápida Z - 18
- Mecha rápida Z - 19

Características técnicas:

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

Figura 78

Mecha rápida



Fuente: Manual de explosivos y accesorios Famesa

4.2.2.2.2. PARÁMETROS DE VOLADURA PARA LA RAMPA

a) Cálculo número de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = (2/3 * \text{long tal perforado}) / \text{long cart} * 95\%$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = (2/3 * 3.84\text{m}) / 0.41\text{m} * 0.95 = 6.57 \text{ Cart/tal}$$

.....

Densidad de carga (D_c)

$$D_c = 0.34 * D_e^2 * S_g$$

D_e : diámetro del explosivo = 1.5 pulg

S_g : densidad del explosivo = 1.15 gr/cm³

$$D_c = 0.34(1.5\text{pulg})^2 * 1.15\text{gr/cm}^3$$

$$D_c = 0.88 \text{ lb/pie} = 1.31 \text{ kg/m}$$

Carga por taladro (Q_t)

$$Q_t = L_c * D_c$$

L_c : longitud de carga = 2.56 m

$$Q_t = 2.56\text{m} * 1.31\text{kg/m}$$

$$Q_t = 3.35 \text{ kg}$$

N° Cartuchos por taladro (n)

$$n = Q_t / w$$

w : peso del cartucho = 0.53kg

$$n = 3.35\text{kg} / 0.53\text{kg}$$

$$n = 6.32 \text{ Cart/tal}$$

b) Cálculo de carga – Taladro de arranque

Densidad del explosivo = 1.15 gr/cm³

Diámetro: 1 1/2" = 38mm

Longitud: 16" = 41cm

Peso= 0.53 kg

Long taladro: 3.84m

$$Q/\text{taladro} = 8 \text{ cart/taladro} * 0.53\text{kg} = 4.24 \text{ kg}$$

Longitud carga: 3.25m

Longitud del taco: 0.59m

$$Q/\text{disp} = 8\text{cart/tal} * 4\text{tal} * 0.53\text{kg} = 16.96 \text{ kg/disp} \quad (\text{total frente}) \text{ -----> } 190.8 \text{ kg/disp.}$$

c) fanel

47 und/disp.

d) Pentacord 5P

30 m/disp.

e) Carmex 7pies

2 und/disp.

f) Mecha rápida z-18

1 m/disp.

Tiempo de voladura (TEvol):

- . Tiempo promedio limpieza – carguío/taladro = 3.2 min.
- . Tiempo promedio verificación – amarres y encendido/disp. = 15 min.

Tiempo promedio limpieza – carguío/disp.= $47 \times 3.2 = 2.51$ hrs.

Tiempo promedio verificación – amarres – encendido/disp.= 0.25 hrs.

Tiempo estándar de voladura = 2hrs 48min

✓ Consumo de explosivos por disparo

Emulnor 5000 = 16.96 kg

Emulnor 3000 = 157.94 kg

Emulnor 1000 = 15.90 kg

Total = 109.80 kg/disp.

4.2.6. Cálculo de taco

$3.84m(0.15) = 0.59m$

4.2.7. Eficiencia de longitud de voladura

$$\text{Eff - Vol} = \frac{\text{Long avance}}{\text{long taladro}} * 100\%$$

$$\text{Eff - Vol} = \frac{3.27m}{3.84m} * 100 = 85\%$$

4.2.8. Factor de potencia

$$FP = \frac{\text{Cantidad carga por disparo}}{\text{Tonelada roto por disparo}}$$

$$FP = \frac{109.80kg}{171.49TM} = 1.11 \text{ kg/TM}$$

RESUMEN PARÁMETROS DE VOLADURA PARA LA RAMPA

Tabla 29

Resumen de voladura

PARÁMETROS DE VOLADURA	MASA ROCOSA RMR: 55
	Emulnor
Sección labor (m)	5.00 x 4.50
Densidad roca (TM/m ³)	2.50
Densidad mineral (TM/m ³)	3.20
Diámetro taladro (mm)	45
Longitud taladro (m)	3.84
Tipo de corte	Corte cilíndrico (8 taladros)
N.º de taladros perforados	61
N.º de taladros cargados	47
Carga explosiva/disparo (kg)	190.80
Avance/disparo (m)	3.27
Volumen roto/disparo (m ³)	68.60
Tonelaje roto/disparo (TM)	171.49
Factor de carga (kg/m ³)	2.78
Factor de avance (kg/m)	58.35
Factor de potencia (kg/TM)	1.11
Fragmentación	Regular – Buena

Fuente 1: Elaboración propia

4.2.2.2.3. Técnica de Voladura - CÁLCULOS

Para construir la rampa principal se tiene previsto el uso de:

Explosivos:

Emulnor **5000**: Emulsión explosiva encartuchada – Taladros de arranque.

Emulnor **3000**: Emulsión explosiva encartuchada – Taladros de producción.

Emulnor **1000**: Emulsión explosiva encartuchada – Taladros de corona.

El uso de estos explosivos está en función al uso en los diferentes tipos de taladros. Para la construcción de la rampa se prevé la siguiente distribución.

Rampa principal sección aparente 5m x 4.5m (sección real 21m²)

Figura 79

Diseño de taladros de la rampa principal

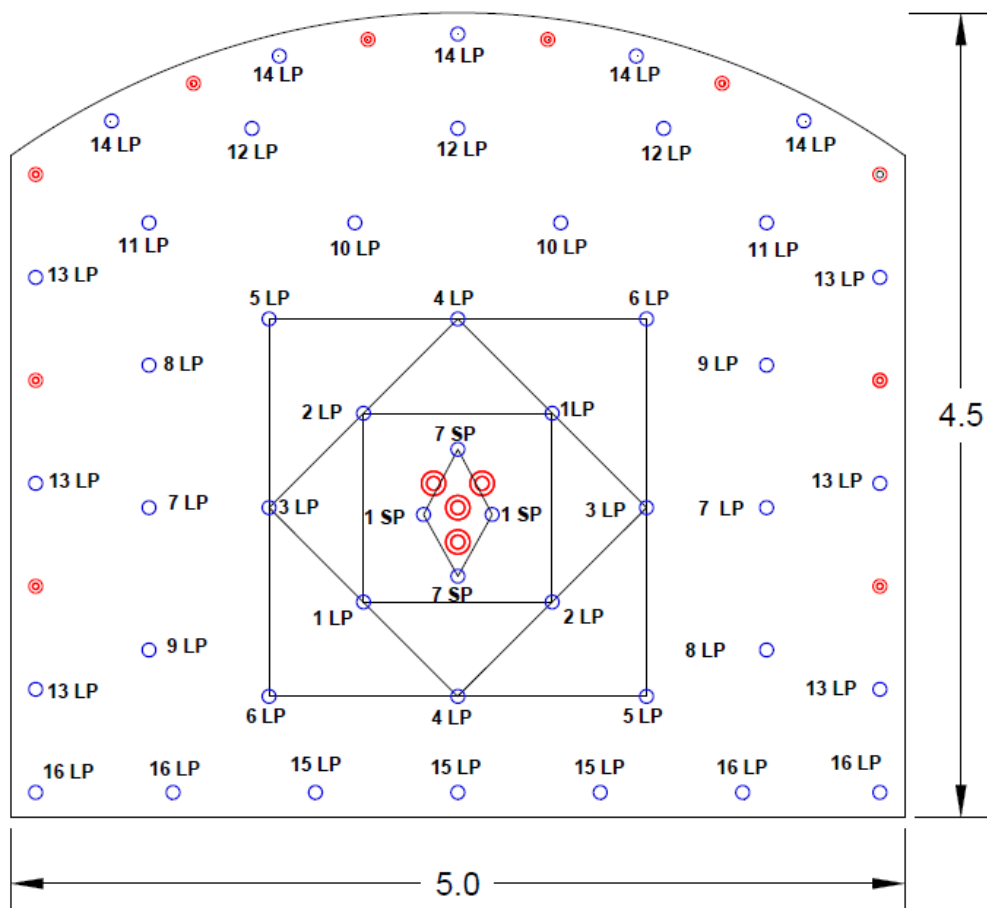


Figura 80

Diseño de distribución según tipo de taladros

DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	64	33.92
TAL. CUADRADOR	13	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	104	55.12
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	6	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	42	22.26
TAL. ALZAS (CORONA)	5	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	6	30	15.9
TAL. ARRASTRES	7	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	8	56	29.68
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	190.8
TALADROS VACIOS	10						

TOTAL TALADROS CARGADOS (und):

47

TOTAL TALADROS ALIVIO (und):

4

PESO TOTAL DE CARGA (kg):

190.8

FACTOR DE CARGA (kg/m3):

2.78

FACTOR DE POTENCIA (kg/Tm):

1.11

LONGITUD DE AVANCE (m):

3.27 m

AREA (m2):

21 m2

VOLUMEN (m3):

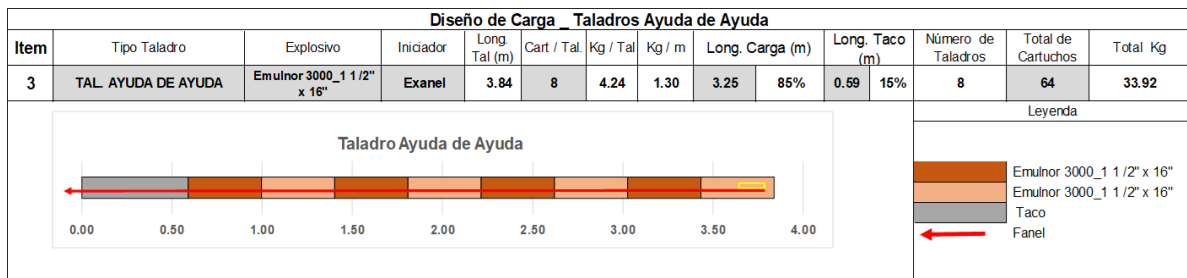
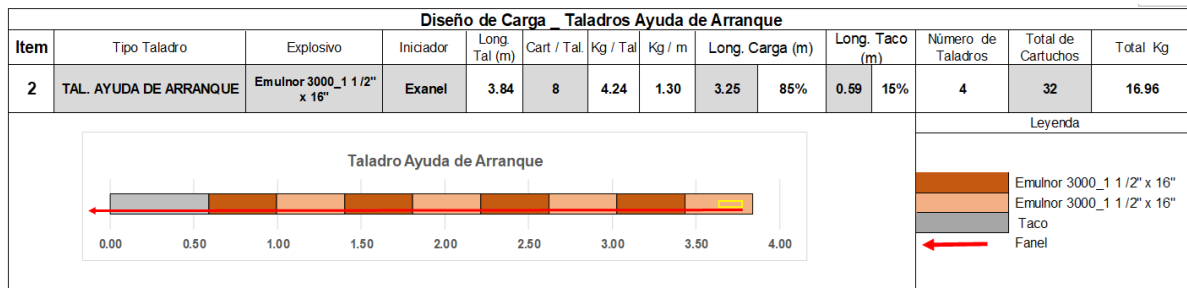
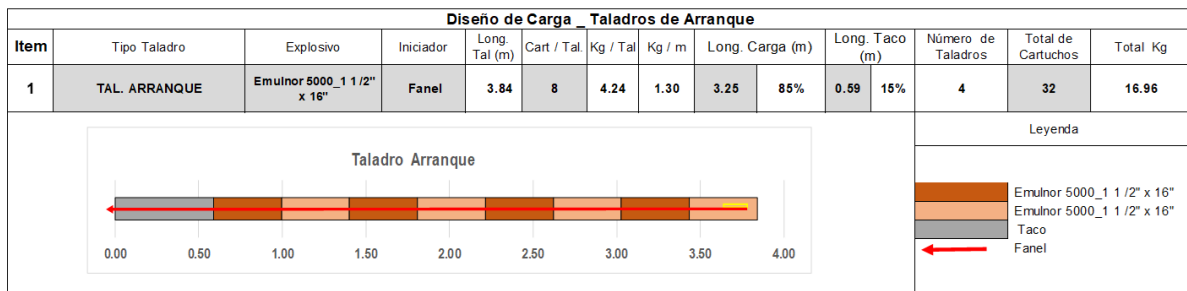
68.67 m3

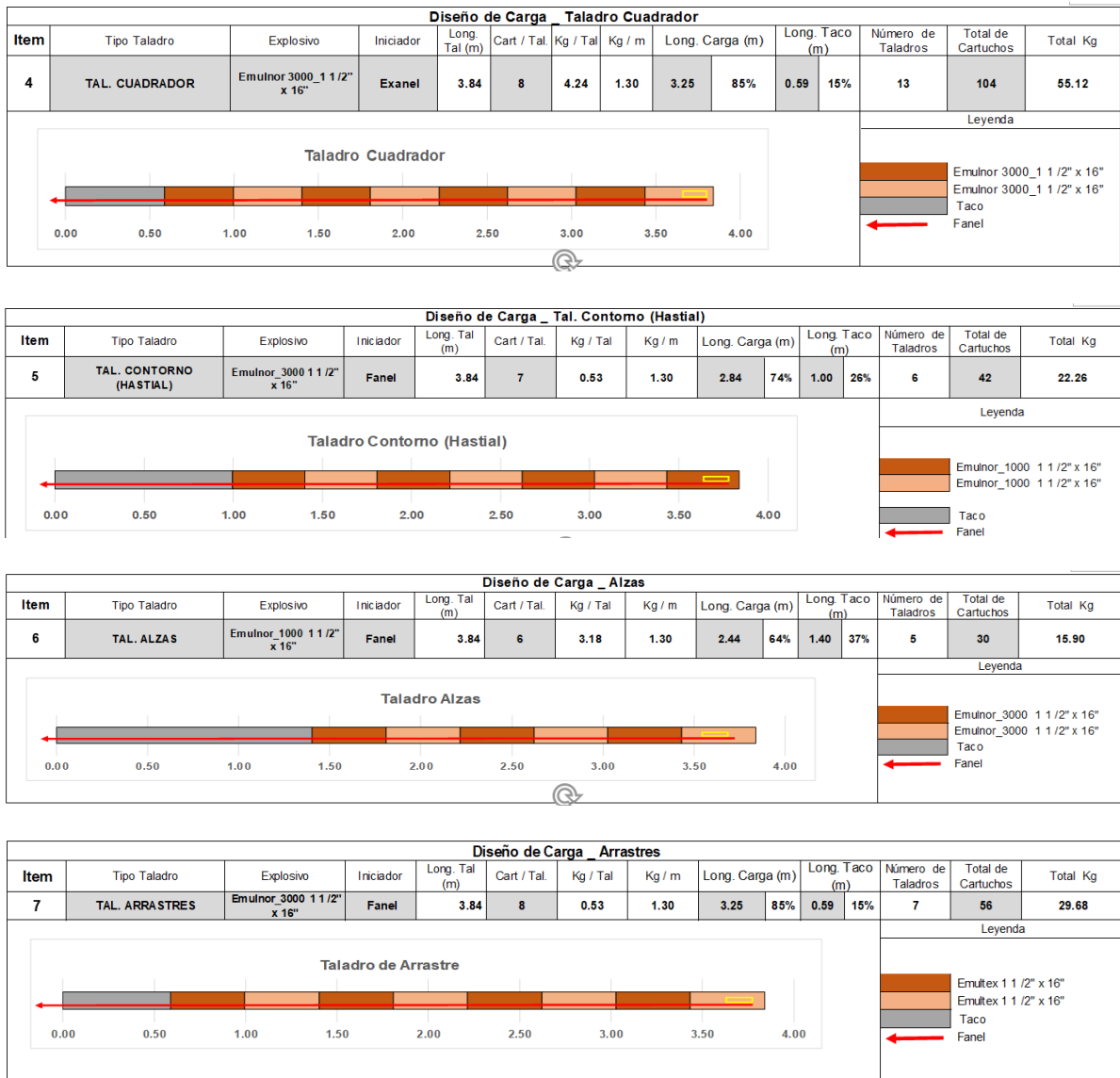
PERFORACIÓN ESPECIFICA (m/m3):

0.048

Figura 81

Diseño de diseño de carga por taladro se detalla a continuación





Fuente 1: Elaboración propia

Tabla 30

Parámetros de diseño de la rampa principal

RAMPA PRINCIPAL NEGATIVA 5 m x 4.5 m		
Parámetros de diseño		
Sección aparente	Rampa (-) 5 m x 4.5 m	
	Ancho	5
	Altura	4.5
	Gradiente	-12%
Tipo de material	Esteril	
Tipo de corte:	Corte Cilíndrico	
Tipo de arranque:	Corte Quemado (8 taladros)	
	RMR 55	
Tipo de roca:	III-A Regular A 51 – 60	
Dureza roca:	Semidura – Dura (125Mpa)	
	Caliza (2.50 ton/m3)	
Fragmentación:	Regular – Buena	
Perímetro	m	18
Sección real	m2	21
Densidad del mineral	TM/m3	3.20
Peso Específico de la roca	TM/m3	2.50
Densidad del explosivo	gr/cm3	1.15

Tabla 31

Parámetros de perforación de la rampa

Parámetros de Perforación		
Descripción	Unidad	Valor
Longitud de barra	Pies	14
Longitud de barra	m	4.27
Ø Broca de producción	mm	45
Ø Broca de rimado	mm	102
Eficiencia de perforación	%	90
Eficiencia por disparo	%	85
Longitud de taladro	m	3.84
Longitud de Avance / disparo	m	3.27
Área del taladro	m2	1.59
Volumen de taladro	m3	6.11
Esponjamiento	%	25
Sobrerotura	%	10
Acoplamiento explosivo	%	95
Densidad de la roca	Tm/m3	2.50
Volumen roto / disparo	m3	68.60
Tonelaje roto / disparo	Tm	171.49
Nº Taladros perforados	und	61
Nº Taladros cargados	und	47
Nº Taladros alivio arranque	und	4
Nº Taladros vacíos periferie	und	10
Longitud de Perforación / frente	m	234.42
Tiempo de perforación / frente	hrs	4.04
Tiempo de perforación de producción / taladro	min/tal	3.84
Tiempo de perforación de rimado / taladro	min	5.76
Velocidad de perforación:	m/hr	60
Instalación del equipo	min	10
Desconexión de la máquina perforadora	min	10
Tiempo de perforación total	hrs/frente	5.18

Tabla 32

Parámetros de explosivos y accesorios

Párametros de Explosivos y Accesorios			
Descripción		Unidad	Valor
Peso de Emulnor 5000	1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de Emulnor 3000	1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de Emulnor 1000	1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
N° Cartuchos por disparo	(emulnor 5000)	cart/disp	32
N° Cartuchos por disparo	(emulnor 3000)	cart/disp	298
N° Cartuchos por disparo	(emulnor 1000)	cart/disp	30
Fanel SP/LP		und	47
Pentacord 5P		m	30
Carmex 7pies		und	2
Mecha rápida Z-18		m	1
Carga de explosivo / disparo		kg/disp	190.80
Factor de Carga		kg/m3	2.78
Factor de Potencia (FP)		kg/ton	1.11

Fuente 1: Elaboración propia

Cámara de Acumulación 4.0 m x 4.0 m

Figura 82

Diseño de taladros de la cámara de acumulación

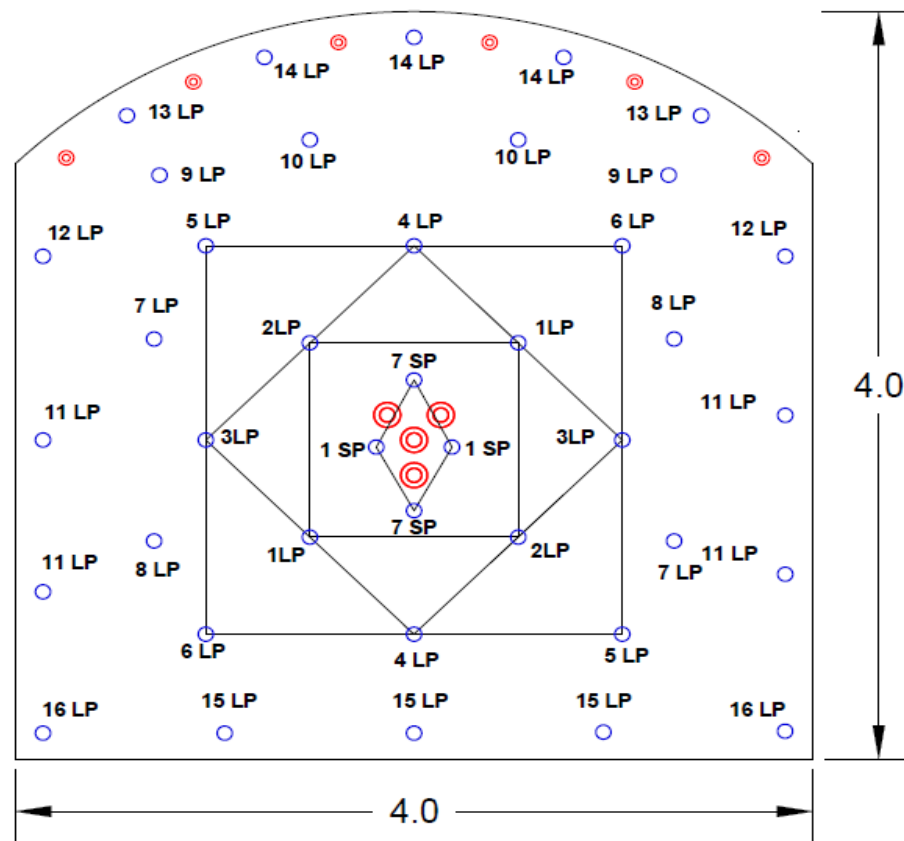


Figura 83

Diseño de distribución según tipo de taladros

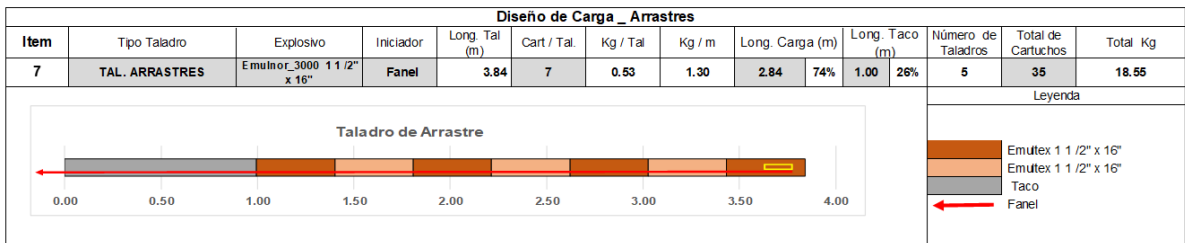
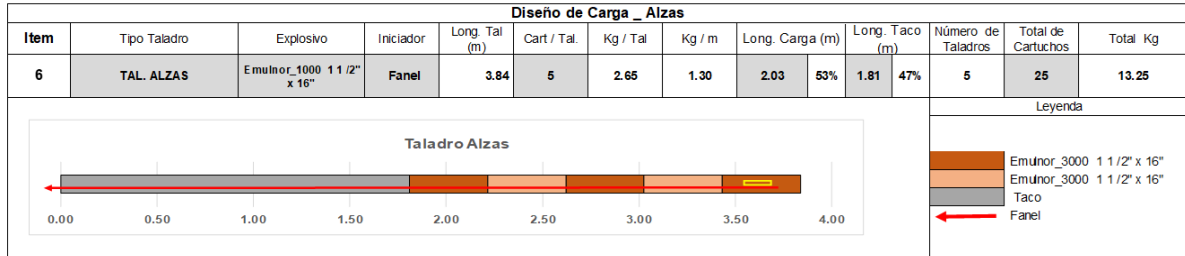
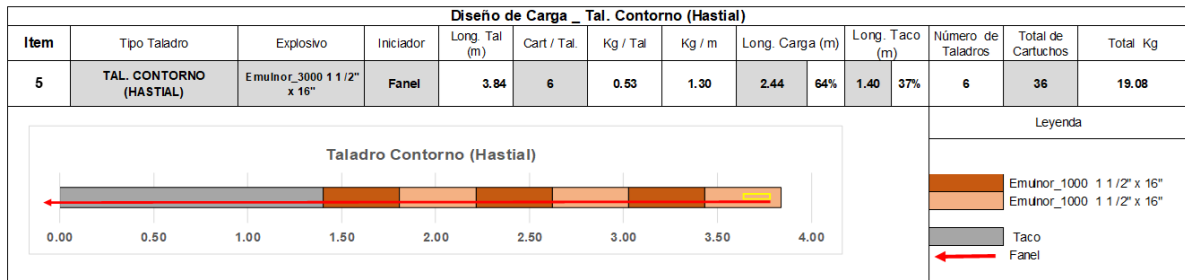
DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	48	25.44
TAL. CUADRADOR	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	48	25.44
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	6	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	36	19.08
TAL. ALZAS	5	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	5	25	13.25
TAL. ARRASTRES	5	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	35	18.55
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	133.56
TALADROS VACIOS	6						

TOTAL TALADROS CARGADOS (und):	40	LONGITUD DEL TALADRO (m):	3.84 m
TOTAL TALADROS ALIVIO (und):	4	AREA (m2):	14.67 m2
PESO TOTAL DE CARGA (kg):	133.6	VOLUMEN (m3):	56.32 m3
FACTOR DE CARGA (kg/m3):	2.37	PERFORACIÓN ESPECIFICA (m/m3):	0.068
FACTOR DE POTENCIA (kg/Tm):	0.95		

Figura 84

Diseño de carga por taladro se detalla a continuación





Parámetros de diseño de la cámara de acumulación

CAMARA DE ACUMULACIÓN 4 m x 4 m	
Parámetros de diseño	
Ancho	4
Altura	4
Gradiente	1%
Tipo de corte:	Corte Cilíndrico
Tipo de arranque:	Corte Quemado (8 taladros)
Tipo de roca:	RMR 55
Dureza roca:	III-A Regular A 51 – 60
Fragmentación:	Semidura – Dura (125Mpa)
Área	Caliza (2.50 ton/m3) Regular – Buena m2 14.67

Parámetros de perforación de la cámara de acumulación

Parámetros de Perforación		
Descripción	Unidad	Valor
Longitud de barra	Pies	14
Longitud de barra	m	4.27
Ø Broca de producción	mm	45
Ø Broca de rimado	mm	102
Eficiencia de perforación	%	90
Eficiencia por disparo	%	85
Longitud de taladro	m	3.84
Longitud de Avance / disparo	m	3.27
Esponjamiento	%	25
Sobrerotura	%	10
Acoplamiento explosivo	%	95
Densidad de la roca	Tm/m3	2.50
Volumen roto / disparo	m3	47.92
Tonelaje roto / disparo	Tm	119.80
N° Taladros perforados	und	50
N° Taladros cargados	und	40
N° Taladros alivio	und	4
N° Taladros vacíos	und	6
Longitud de Perforación / frente	m	192.15
Tiempo de perforación / frente	hrs	3.33
Tiempo de perforación de producción / taladro	min/tal	3.84
Tiempo de perforación de rimado / taladro	min	5.76
Velocidad de perforación:	m/hr	60
Tiempo de perforación total	hrs/frente	4.00

Parámetros de explosivos y accesorios

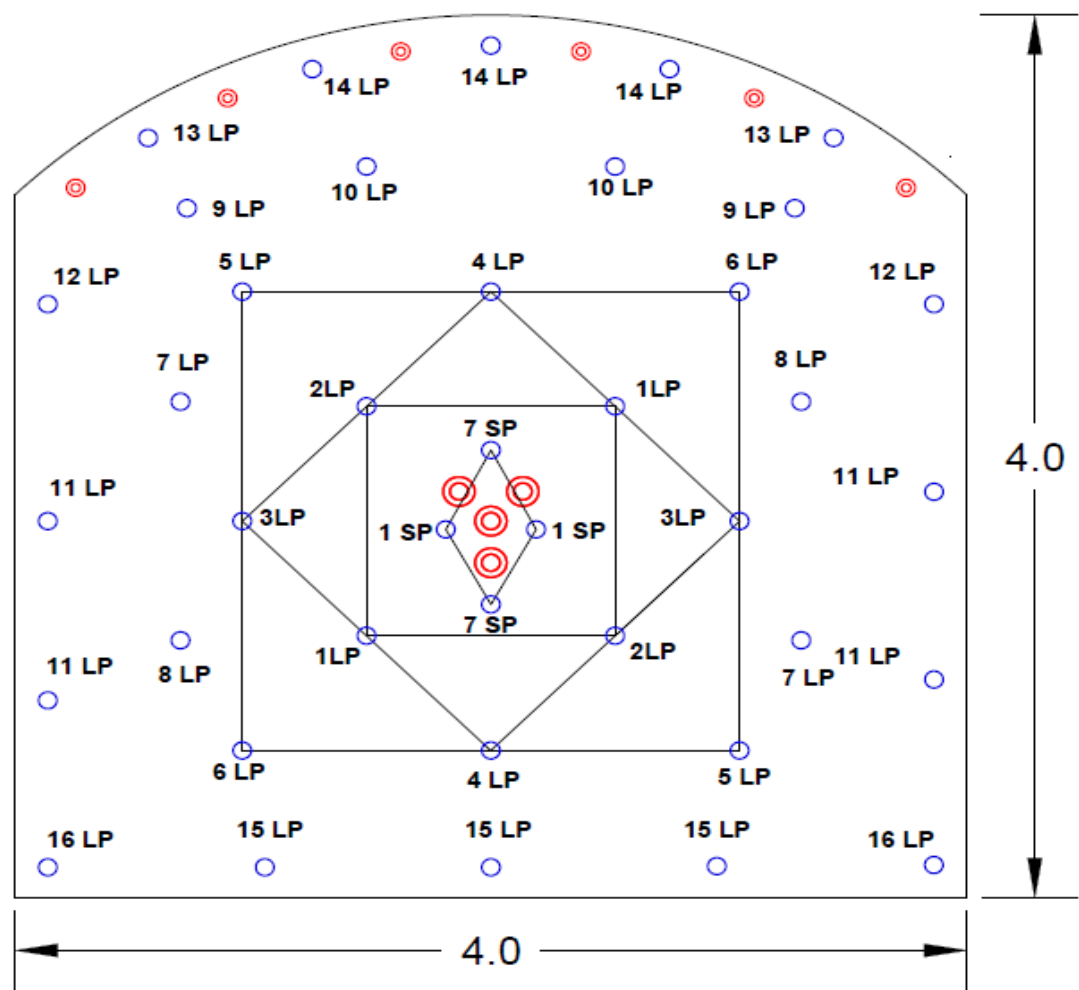
Párametros de explosivos y accesorios		
Descripción	Unidad	Valor
Fanel SP/LP	und	40
Pentacord 5P	m	30
Camex 7pies	und	2
Mecha rápida Z-18	m	1
Peso de EMULNOR 5000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de EMULNOR 3000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de EMULNOR 1000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 5000)	cart/disp	32
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 3000)	cart/disp	195
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 1000)	cart/disp	25
Carga de explosivo / disparo	kg/disp	133.56
Factor de carga	kg/m3	2.79
Factor de potencia (FP)	kg/ton	1.11

Fuente 1: Elaboración propia

Cámara de Carguío 4.0 m x 4.0 m

Figura 85

Diseño de taladros de la cámara de carguío



Diseño de distribución según tipo de taladros

DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	48	25.44
TAL. CUADRADOR	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	48	25.44
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	6	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	6	36	19.08
TAL. ALZAS	5	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	5	25	13.25
TAL. ARRASTRES	5	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	35	18.55
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	133.56
TALADROS VACIOS	6						

TOTAL TALADROS CARGADOS (und):

40

TOTAL TALADROS ALIVIO (und):

4

PESO TOTAL DE CARGA (kg):

133.6

FACTOR DE CARGA (kg/m3):

2.37

FACTOR DE POTENCIA (kg/Tm):

0.95

LONGITUD DEL TALADRO (m):

3.84 m

AREA (m2):

14.67 m2

VOLUMEN (m3):

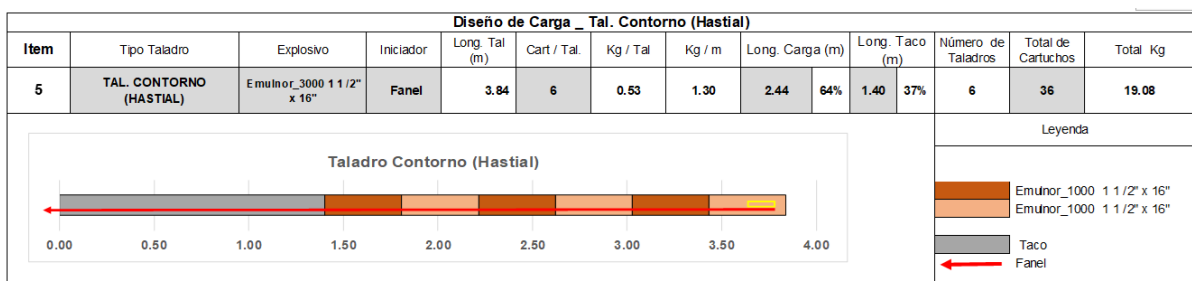
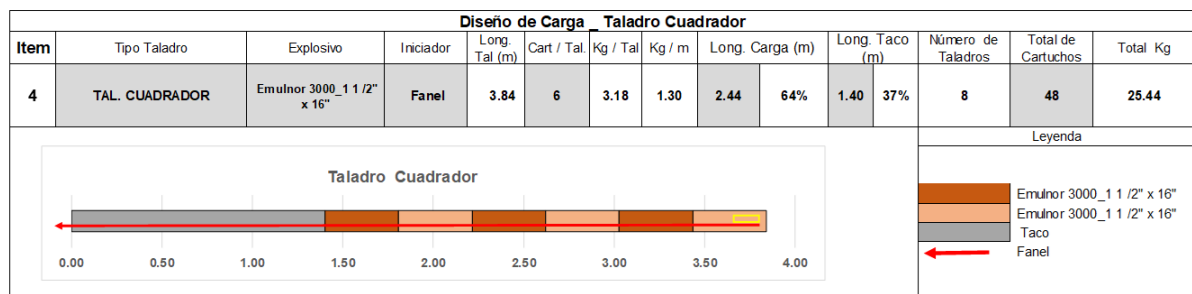
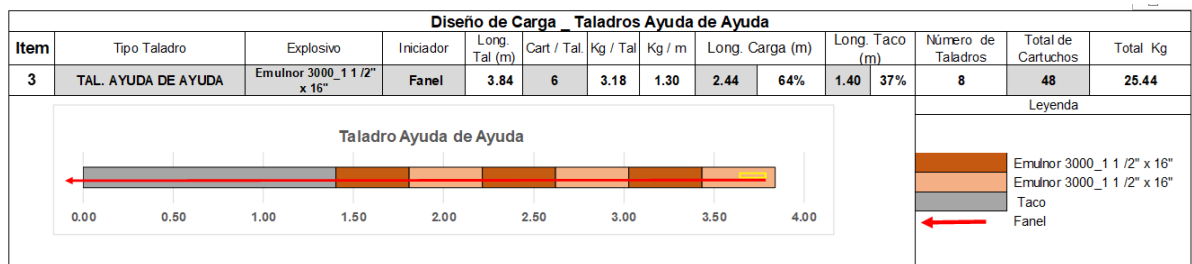
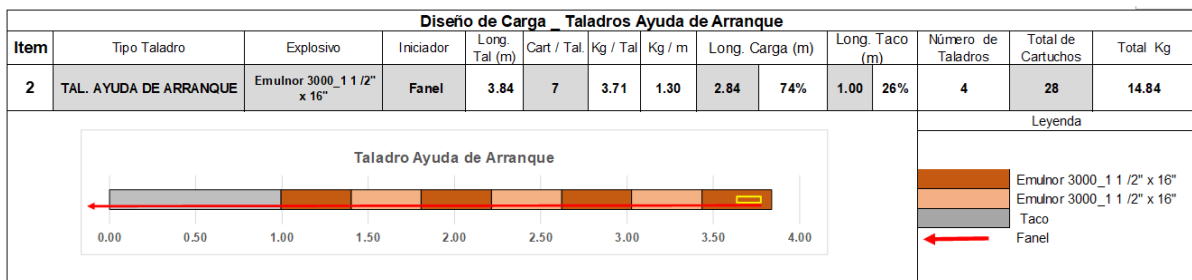
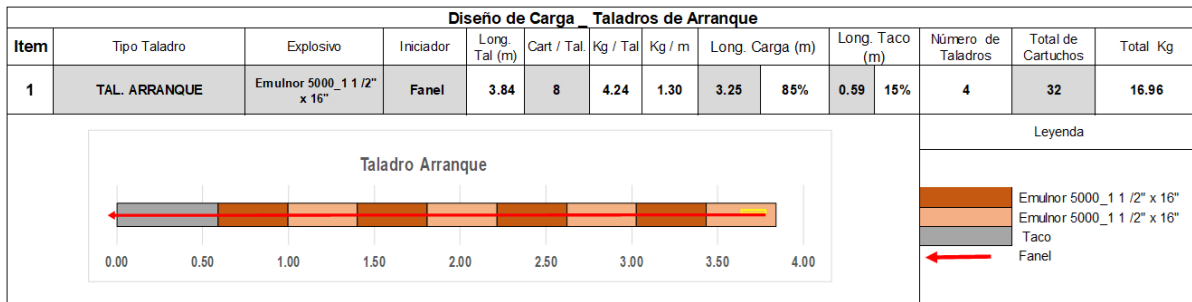
56.32 m3

PERFORACIÓN ESPECIFICA (m/m3):

0.068

Figura 86

El diseño de carga por taladro



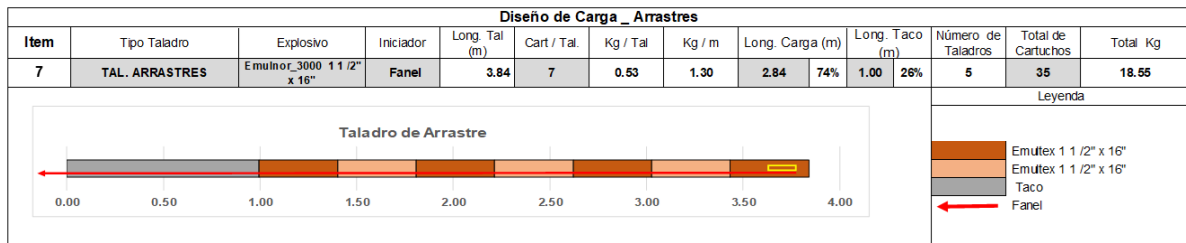
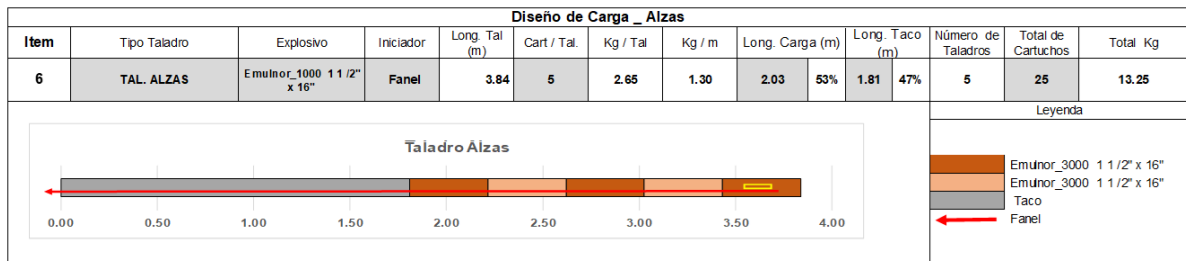


Tabla 33

Parámetros de diseño de la cámara de carguío

CAMARA DE CAGUÍO 4 m x 4 m	
Parámetros de diseño	
	Ancho 4
	Altura 4
	Gradiente 1%
Tipo de corte:	Corte Cilíndrico
Tipo de arranque:	Corte Quemado (8 taladrts)
	RMR 55
Tipo de roca:	III-A Regular A 51 – 60
Dureza roca:	Semidura – Dura (125Mpa)
	Caliza (2.50 ton/m3)
Fragmentación:	Regular – Buena
Área	m2 14.67

Tabla 34*Parámetros de perforación de la cámara de carguío*

Parámetros de Perforación		
Descripción	Unidad	Valor
Longitud de barra	Pies	14
Longitud de barra	m	4.27
Ø Broca de producción	mm	45
Ø Broca de rimado	mm	102
Eficiencia de perforación	%	90
Eficiencia por disparo	%	85
Longitud de taladro	m	3.84
Longitud de Avance / disparo	m	3.27
Esponjamiento	%	25
Sobrerotura	%	10
Acoplamiento explosivo	%	95
Densidad de la roca	Tm/m3	2.50
Volumen roto / disparo	m3	47.92
Tonelaje roto / disparo	Tm	119.80
N° Taladros perforados	und	50
N° Taladros cargados	und	40
N° Taladros alivio	und	4
N° Taladros vacíos	und	6
Longitud de Perforación / frente	m	192.15
Tiempo de perforación / frente	hrs	3.33
Tiempo de perforación de producción / taladro	min/tal	3.84
Tiempo de perforación de rimado / taladro	min	5.76
Velocidad de perforación:	m/hr	60
Tiempo de perforación total	hrs/frente	4.00

Tabla 35*Parámetros de explosivos y accesorios*

Parámetros de explosivos y accesorios		
Descripción	Unidad	Valor
Fanel SP/LP	und	40
Pentacord 5P	m	30
Carmex 7pies	und	2
Mecha rápida Z-18	m	1
Peso de EMULNOR 5000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de EMULNOR 3000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de EMULNOR 1000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 5000)	cart/disp	32
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 3000)	cart/disp	195
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 1000)	cart/disp	25
Carga de explosivo / disparo	kg/disp	133.56
Factor de carga	kg/m3	2.79
Factor de potencia (FP)	kg/ton	1.11

Fuente: Elaboración Propia.

Cámara de Bombeo 4.0 m x 3.0 m

Figura 87

Diseño de taladros de la cámara de bombeo

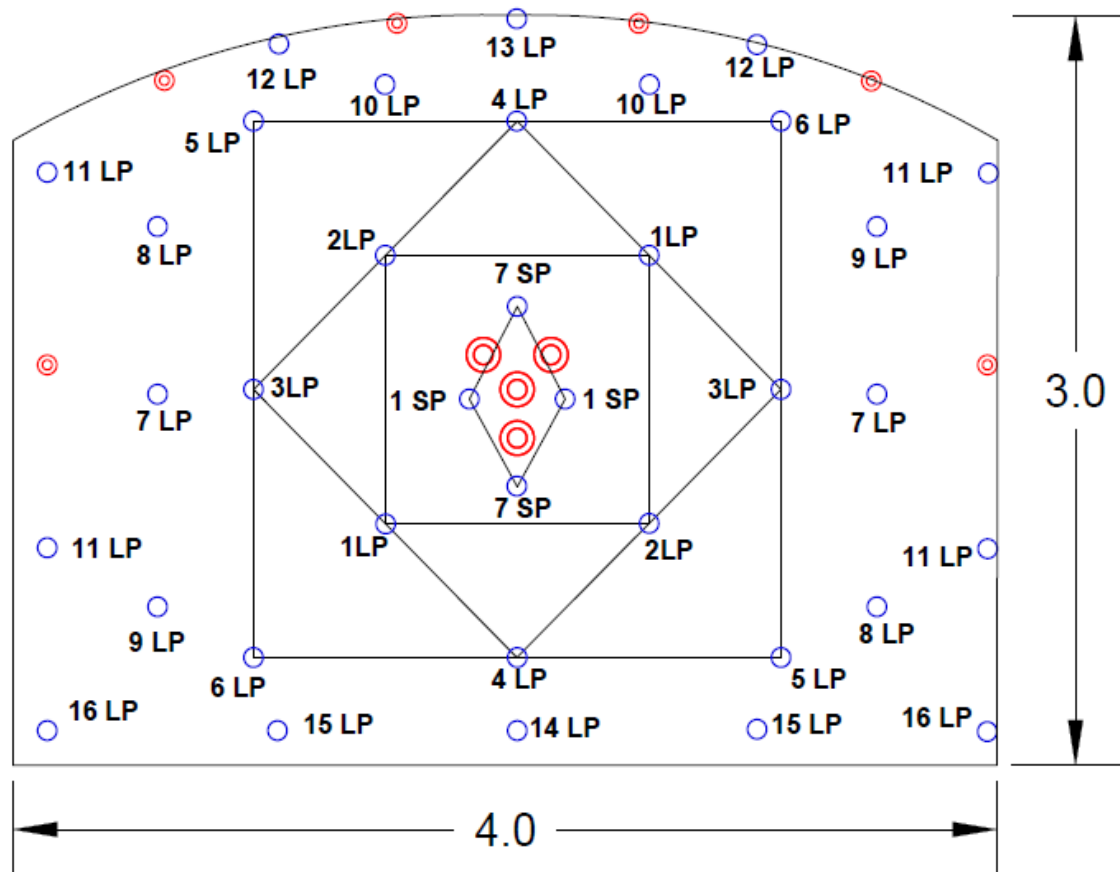


Tabla 36

Diseño de distribución según tipo de taladros

DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	(Ctrl)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. AYUDA DE AYUDA	8	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	56	29.68
TAL. CUADRADOR	9	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	63	33.39
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	4	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	28	14.84
TAL. ALZAS	3	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	6	18	9.54
TAL. ARRASTRES	5	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	35	18.55
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	137.8
TALADROS VACIOS	10						

TOTAL TALADROS CARGADOS (und):

37

TOTAL TALADROS ALIVIO (und):

4

PESO TOTAL DE CARGA (kg):

137.8

FACTOR DE CARGA (kg/m3):

1.59

LONGITUD DEL TALADRO (m):

3.84 m

AREA (m2):

22.5 m2

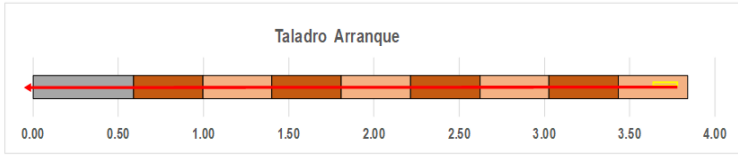
VOLUMEN (m3):

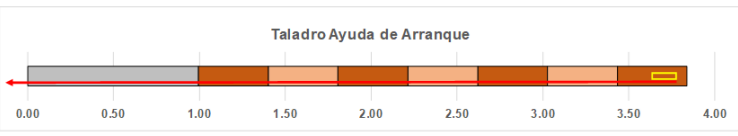
86.4 m3

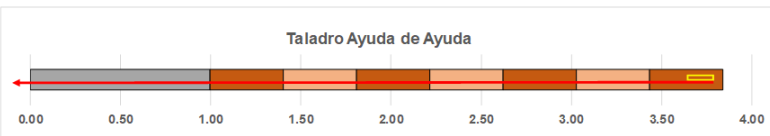
PERFORACIÓN ESPECIFICA (m/m3):

0.044

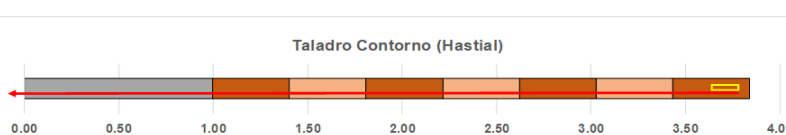
El diseño de carga por taladro se detalla a continuación:

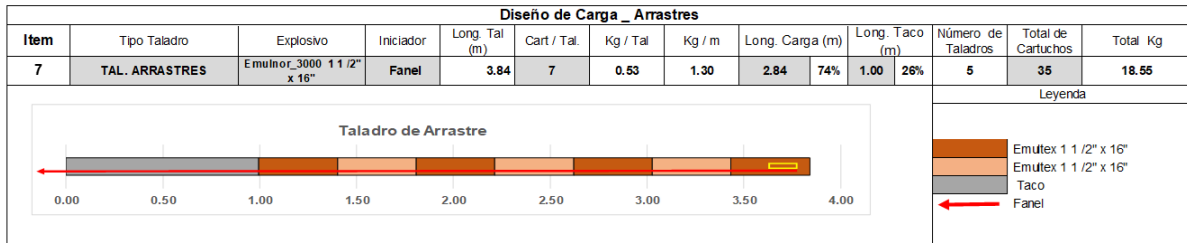
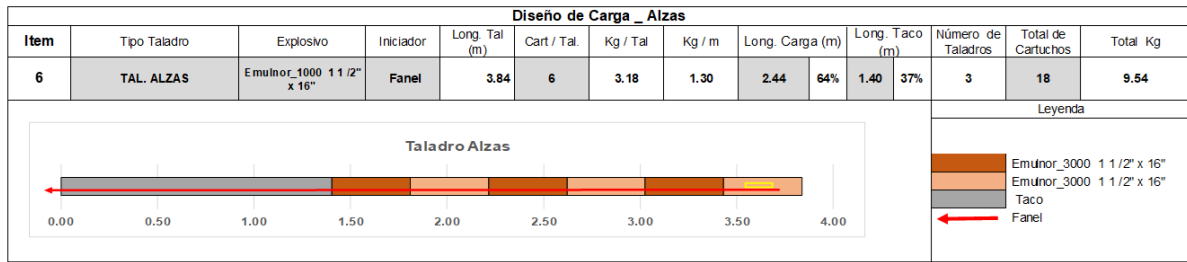
Diseño de Carga Taladros de Arranque														
Item	Tipo Taladro	Explosivo	Iniciador	Long. Tal (m)	Cart / Tal	Kg / Tal	Kg / m	Long. Carga (m)		Long. Taco (m)		Número de Taladros	Total de Cartuchos	Total Kg
1	TAL. ARRANQUE	Emulnor 5000_1 1/2" x 16"	Fanel	3.84	8	4.24	1.30	3.25	85%	0.59	15%	4	32	16.96
Taladro Arranque 												Leyenda Emulnor 5000_1 1/2" x 16" Emulnor 5000_1 1/2" x 16" Taco Fanel		

Diseño de Carga _ Taladros Ayuda de Arranque														
Item	Tipo Taladro	Explosivo	Iniciador	Long. Tal (m)	Cart / Tal.	Kg / Tal	Kg / m	Long. Carga (m)		Long. Taco (m)	Número de Taladros	Total de Cartuchos	Total Kg	
2	TAL. AYUDA DE ARRANQUE	Emulnor 3000_1 1/2" x 16"	Fanel	3.84	7	3.71	1.30	2.84	74%	1.00	26%	4	28	14.84
												Leyenda		
Taladro Ayuda de Arranque  Emulnor 3000_1 1/2" x 16" Emulnor 3000_1 1/2" x 16" Taco Fanel														

Diseño de Carga Taladros Ayuda de Ayuda														
Item	Tipo Taladro	Explosivo	Iniciador	Long. Tal (m)	Cart / Tal	Kg / Tal	Kg / m	Long. Carga (m)		Long. Taco (m)		Número de Taladros	Total de Cartuchos	Total Kg
3	TAL. AYUDA DE AYUDA	Emulnor 3000_1 1/2" x 16"	Fanel	3.84	7	3.71	1.30	2.84	74%	1.00	26%	8	56	29.68
Taladro Ayuda de Ayuda 											Leyenda			
											Emulnor 3000_1 1/2" x 16" Emulnor 3000_1 1/2" x 16" Taco Fanel			

Diseño de Carga Taladro Cuadrador														
Item	Tipo Taladro	Explosivo	Iniciador	Long. Tal (m)	Cart / Tal	Kg / Tal	Kg / m	Long. Carga (m)		Long. Taco (m)		Número de Taladros	Total de Cartuchos	Total Kg
4	TAL. CUADRADOR	Emulnor 3000_1 1/2" x 16"	Fanel	3.84	7	3.71	1.30	2.84	74%	1.00	26%	9	63	33.39
												Leyenda		
Taladro Cuadrador 												Emulnor 3000_1 1/2" x 16" Emulnor 3000_1 1/2" x 16" Taco Fanel		

Diseño de Carga _ Tal. Contorno (Hastial)													
Item	Tipo Taladro	Explosivo	Iniciador	Long. Tal (m)	Cart / Tal.	Kg / Tal	Kg / m	Long. Carga (m)	Long. Taco (m)	Número de Taladros	Total de Cartuchos	Total Kg	
5	TAL. CONTORNO (HASTIAL)	Emulnor_3000 1 1/2" x 16"	Fanel	3.84	7	0.53	1.30	2.84	74%	4	28	14.84	
Taladro Contorno (Hastial) 											Leyenda		
											Emulnor_1000 1 1/2" x 16"		
											Emulnor_1000 1 1/2" x 16"		
											Taco		
											Fanel		



PARÁMETROS A OBTENER		
Total taladros cargados	Und	37
Total de taladros de alivio	Und	4
Carga explosiva total	Kg	137.8
Facto de carga	Kg/m	1.59

PARÁMETROS A OBTENER		
Longitud de taladro	m	3.8
Área	m ²	23
Volumen	m ³	86.4
Perforación específica	m/m ³	0.04

Tabla 37

Parámetros de diseño de la cámara de bombeo

CAMARA DE BOMBEO 4 m x 3 m	
Parámetros de diseño	
Ancho	4
Altura	3
Gradiente	-15%
Tipo de corte:	Corte Cilíndrico
Tipo de arranque:	Corte Quemado (8 taladrtos)
Tipo de roca:	RMR 55
Dureza roca:	III-A Regular A 51 – 60 Semidura – Dura (125Mpa) Caliza (2.50 ton/m3)
Fragmentación:	Regular – Buena
Área	m ² 11

Tabla 38*Parámetros de perforación de la cámara de bombeo*

Parámetros de Perforación			
Descripción	Unidad	Valor	
Longitud de barra	Pies	14	
Longitud de barra	m	4.27	
Ø Broca de producción	mm	45	
Ø Broca de rimado	mm	102	
Eficiencia de perforación	%	90	
Eficiencia por disparo	%	85	
Longitud de taladro	m	3.84	
Longitud de Avance / disparo	m	3.27	
Esponjamiento	%	25	
Sobrerotura	%	10	
Acoplamiento explosivo	%	95	
Densidad de la roca	Tm/m3	2.50	
Volumen roto / disparo	m3	35.93	
Tonelaje roto / disparo	Tm	89.83	
N° Taladros perforados	und	47	
N° Taladros cargados	und	37	
N° Taladros alivio	und	4	
N° Taladros vacíos	und	6	
Longitud de Perforación / frente	m	180.62	
Tiempo de perforación / frente	hrs	3.14	
Tiempo de perforación de producción / taladro	min/tal	3.84	
Tiempo de perforación de rimado / taladro	min	5.76	
Velocidad de perforación:	m/hr	60	
Tiempo de perforación total	hrs/frente	3.77	

Tabla 39*Parámetros de explosivos y accesorios*

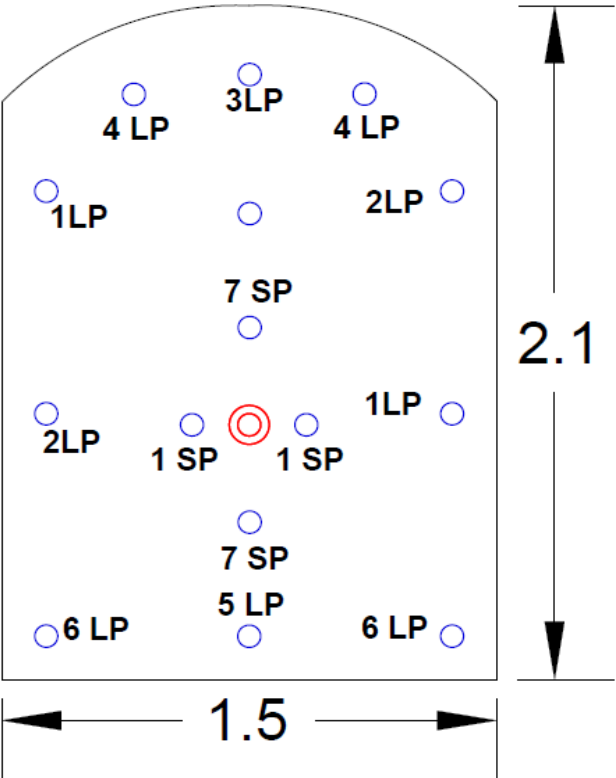
Párametros de explosivos y accesorios			
Descripción	Unidad	Valor	
Fanel SP/LP	und	37	
Pentacord 5P	m	30	
Carmex 7pies	und	2	
Mecha rápida Z-18	m	1	
Peso de EMULNOR 5000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53	
Peso de EMULNOR 3000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53	
Peso de EMULNOR 1000 1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53	
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 5000)	cart/disp	28	
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 3000)	cart/disp	154	
N° Cartuchos por disparo (Emulnor 1000)	cart/disp	15	
Carga de explosivo / disparo	kg/disp	104.41	
Factor de carga	kg/m3	2.91	
Factor de potencia (FP)	kg/ton	1.16	

Fuente 1: Elaboración propia

Refugio 1.5 m x 2.10 m

Figura 88

Diseño de taladros de refugio



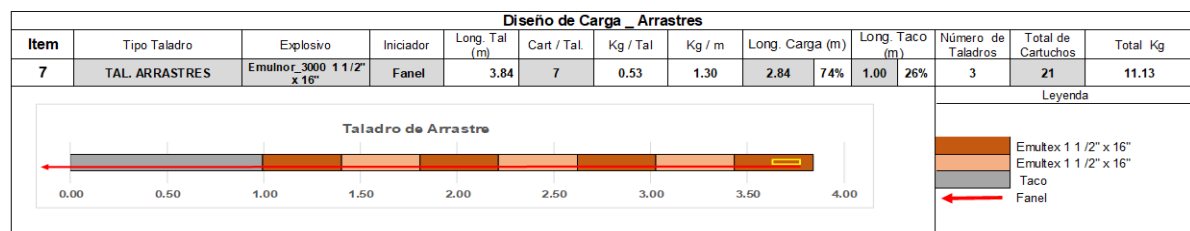
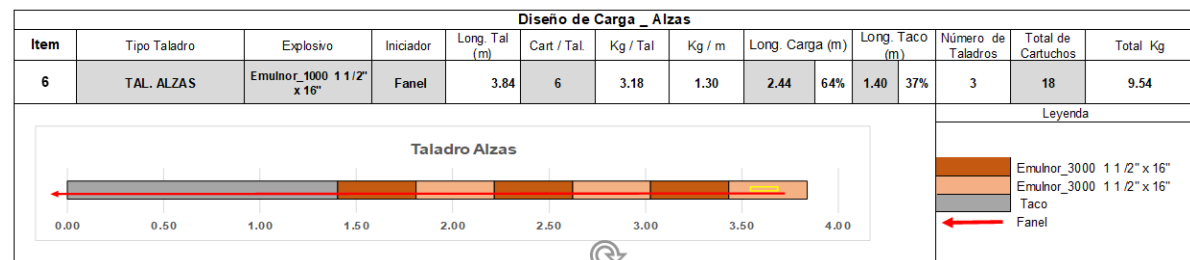
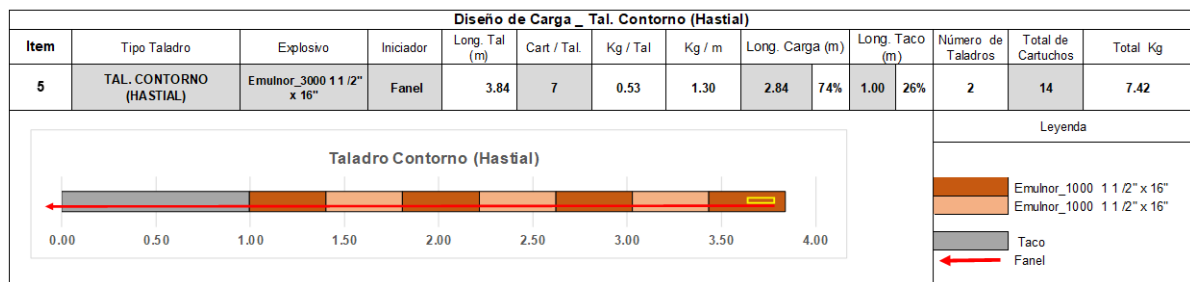
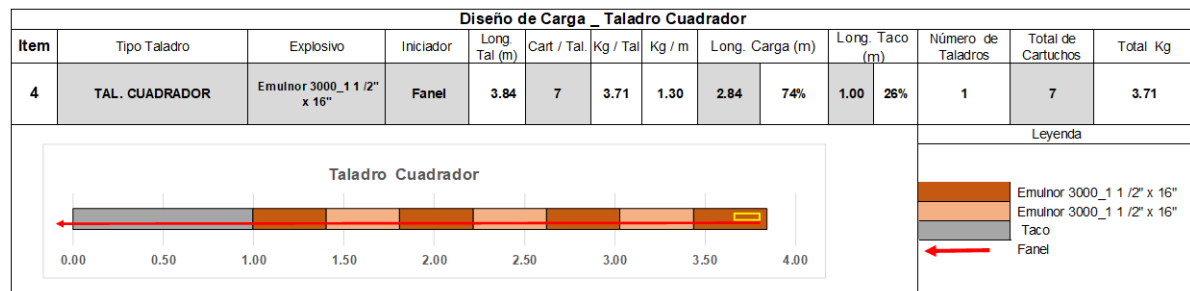
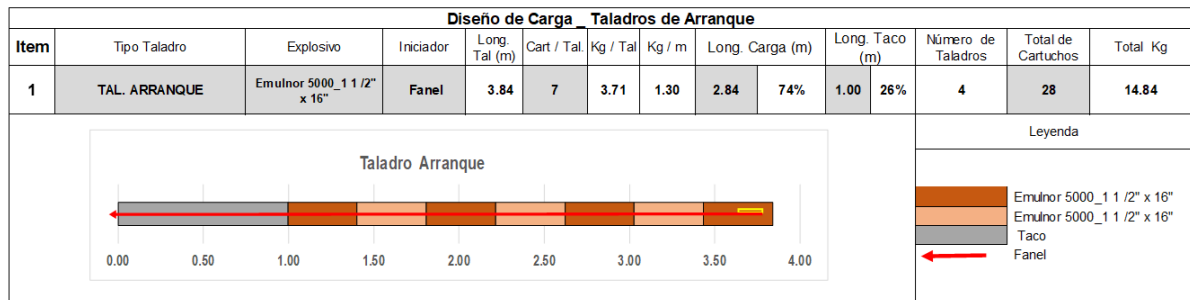
Diseño de distribución según tipo de taladros

DESCRIPCION	Nro de Taladros	Tipo de Explosivos	Dimensiones de Explosivos	Peso cartuchos 0.531 kg.	Número de Cartuchos x Taladro	Total Cartuchos	Total (kg)
TAL. ARRANQUE	4	EMULNOR 5000	1 1/2 x 16	0.53	8	32	16.96
TAL. AYUDA DE ARRANQUE	0	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	0	0	0
TAL. AYUDA DE AYUDA	0	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	0	0	0
TAL. CUADRADOR	1	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	7	3.71
TAL. CONTORNO (HASTIAL)	2	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	14	7.42
TAL. ALZAS	3	EMULNOR 1000	1 1/2 x 16	0.53	6	18	9.54
TAL. ARRASTRES	3	EMULNOR 3000	1 1/2 x 16	0.53	7	21	11.13
TALADROS ALIVIO	4					TOTAL Kg	48.76
TALADROS VACIOS	10						

TOTAL TALADROS CARGADOS (und):	13	LONGITUD DEL TALADRO (m):	3.84 m
TOTAL TALADROS ALIVIO (und):	4	AREA (m2):	22.5 m2
PESO TOTAL DE CARGA (kg):	48.8	VOLUMEN (m3):	86.4 m3
FACTOR DE CARGA (kg/m3):	0.56	PERFORACIÓN ESPECÍFICA (m/m3):	0.044

Figura 89

El diseño de carga por taladro



PARÁMETROS A OBTENER	
Total taladros cargados	Und 13
Total de taladros de alivio	Und 4
Carga explosiva total	Kg 46.6
Facto de carga	Kg/m: 0.54

PARÁMETROS A OBTENER	
Longitud de taladro	m 3.8
Área	m2 23
Volumen	m3 86.4
Perforación específica	m/m3 0.04

Tabla 40*Parámetros de diseño del refugio*

REFUGIO 1.5 m x 2.1 m		
Parámetros de diseño		
	Ancho	1.5
	Altura	2.1
	Gradiente	1%
Tipo de corte:	Corte Cilíndrico	
Tipo de arranque:	Corte Quemado (5 taladros)	
	RMR	55
Tipo de roca:	III-A Regular A	51 – 60
Dureza roca:	Semidura – Dura (125Mpa)	
	Caliza (2.50 ton/m3)	
Fragmentación:	Regular – Buena	
Área	m2	2.89

Tabla 41*Parámetros de perforación del refugio*

Parámetros de Perforación			
Descripción	Unidad	Valor	
Longitud de barra	Pies	6.56	
Longitud de barra	m	2	
Ø Broca de producción	mm	45	
Ø Broca de rimado	mm	102	
Eficiencia de perforación	%	90	
Eficiencia por disparo	%	85	
Longitud de taladro	m	1.80	
Longitud de Avance / disparo	m	1.53	
Esponjamiento	%	25	
Sobrerotura	%	10	
Acoplamiento explosivo	%	95	
Densidad de la roca	Tm/m3	2.50	
Volumen roto / disparo	m3	4.42	
Tonelaje roto / disparo	Tm	11.05	
N° Taladros perforados	und	14	
N° Taladros cargados	und	13	
N° Taladros alivio	und	1	
N° Taladros vacíos	und	0	
Longitud de Perforación / frente	m	25.20	
Tiempo de perforación / frente	hrs	0.44	
Tiempo de perforación de producción / taladro	min/tal	1.80	
Tiempo de perforación de rimado / taladro	min	2.70	
Velocidad de perforación:	m/hr	60	
Tiempo de perforación total	hrs/frente	0.52	

Tabla 42

Parámetros de explosivos y accesorios

Párametros de explosivos y accesorios			
Descripción		Unidad	Valor
Fanel SP/LP		und	13
Pentacord 5P		m	15
Carmex 7pies		und	2
Mecha rápida Z-18		m	1
Peso de EMULNOR 5000	1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de EMULNOR 3000	1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
Peso de EMULNOR 1000	1 1/2" x 16"	kg/cart	0.53
N° Cartuchos por disparo	(Emulnor 5000)	cart/disp	0
N° Cartuchos por disparo	(Emulnor 3000)	cart/disp	28
N° Cartuchos por disparo	(Emulnor 1000)	cart/disp	2
Carga de explosivo / disparo		kg/disp	15.90
Factor de carga		kg/m3	3.60
Factor de potencia (FP)		kg/ton	1.44

Fuente 1: Elaboración propia

DISEÑO DE AMARRE

Figura 90

Diseño de amarre

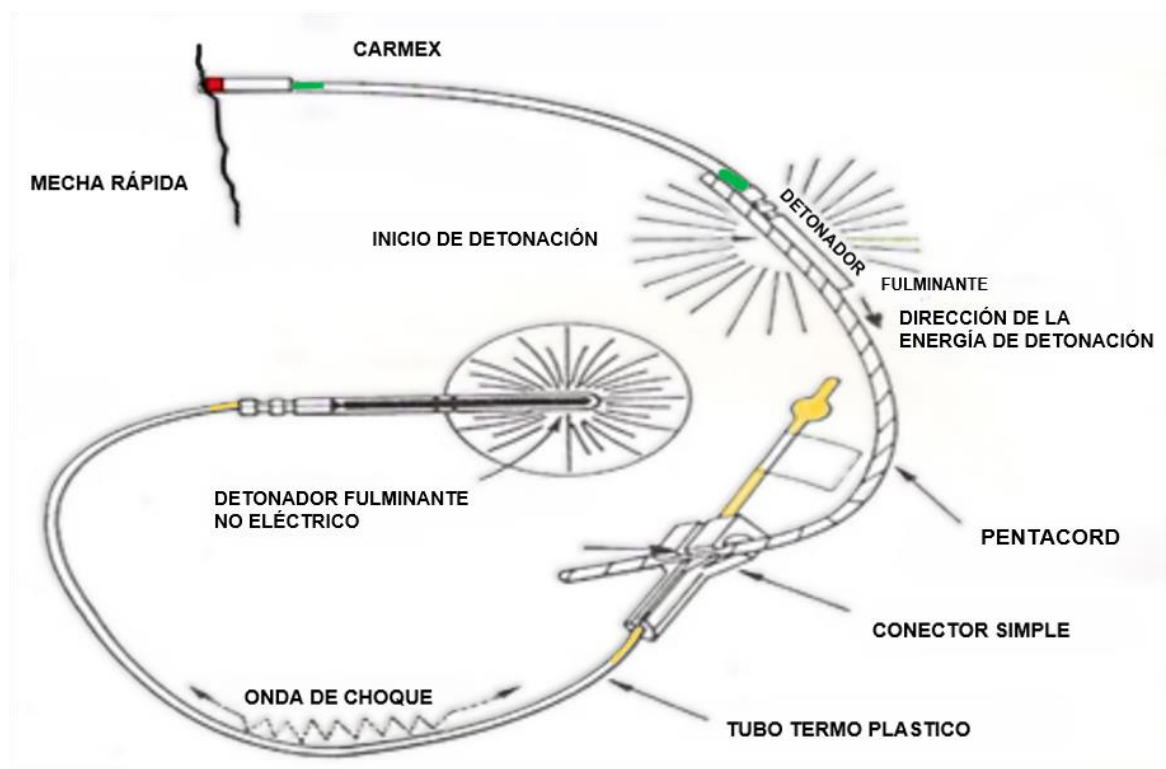


Tabla 43*Parámetros de Perforación y Voladura*

PARÁMETROS						
		Rampa (-)	Cámara A./C.	Cámara B.	Refugio	Cuneta
	Acho	5.00	4.00	4.00	1.50	0.50
	Altura	4.50	4.00	3.00	2.10	0.50
Longitud de Perforacion	pies	14	14	14	6	14
Eficiencia de perforacion	%	90.0%	90.0%	90.0%	90.0%	90.0%
Eficiencia por disparo	%	85.0%	85.0%	85.0%	85.0%	85.0%
Avance por disparo	m	3.26	3.26	3.26	1.40	3.26
Densidad	ton/m3	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50
Esponjamiento	%	25%	25%	25%	25%	25%
Sobrerotura	%	10%	10%	10%	10%	10%
Volumen	m3	100.99	71.82	53.86	6.06	1.12
Toneladas	ton	252.48	179.54	134.66	15.15	2.81
Taladros perforados	und	61	50	47	14	1
Taladros cargados	und	47	40	37	13	1
Longitud Barra	m	4.27	4.27	4.27	1.83	4.27
Longitud Taladro	m	3.84	3.84	3.84	1.65	3.84
Longitud Perforación	m	234.27	192.02	180.50	23.04	3.84

4.2.2.3. Carguío y Acarreo

El carguío y acarreo del material roto se realizará por sistema mecanizado, es decir empleando equipos LHD: Scooptram y camión Volquetes.

A. Equipos de Carguío

Equipo L.H.D.: **Scooptram diésel**

Características

- Marca: CATERPILLAR
- Modelo: R 1600 H
- Potencia de motor: 279 HP
- Capacidad: 6 yd³ (4.59m³)
- Peso: 30 150 kg (66469 Lb)
- Radio de giro interno: 3291mm
- Radio de giro externo: 6638mm
- Angulo de articulación: 42.5°
- Vida económica en años: 7 años
- Vida económica en horas: 16 500 horas
- Eficiencia carguío: 85% (0.85)

Cálculo de operaciones unitarias

Sección = 5 m x 4.5 m

Área = 21m²

Volumen roto = 21m² * 3.27m = 68.67m³

Toneladas rotas = 68.67m³ x 2.50 $\frac{\text{TM}}{\text{m}^3}$ = 117.68TM

Cálculo de tiempo promedio de transporte

Datos:

Velocidad de scoop (tramo recto) : 8km/hr (2.22m/s)

Velocidad de scoop (curva) : 5km/hr (1.39m/s)

Distancia promedio de acarreo : 200m

$$V \text{ promedio} = \frac{2.22 \frac{\text{m}}{\text{s}} + 1.39 \frac{\text{m}}{\text{s}}}{2} = 1.80 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

$$\text{tiempo de transporte} = \frac{200 \text{ m}}{1.80 \frac{\text{m}}{\text{s}}} = 83.33\text{s} \cong 84\text{s}$$

Tiempo de ciclo de acarreo

Datos:

Datos:

Distancia promedio : 200 m

Tiempo de levante(cuchareo) : 20 s (0.33min)

Tiempo de descarga : 08 s (0.13min)

Tiempo de ida : 135 s (2.25min)

Tiempo de vuelta(retorno) : 84 s (1.40min)

$$\frac{\text{TIEMPO}}{\text{ciclo}} = 20 \text{ s} + 8 \text{ s} + 115 \text{ s} + 84 \text{ s} = 247 \text{ Segundos}$$

$$\frac{\text{TIEMPO}}{\text{ciclo}} \cong 4.11 \text{ min}$$

Cálculo de número de viajes por disparo

Capacidad de cuchara : 6 yd³ (4.59 m³)

Factor de llenado : 90%

Volumen roto por disparo : 68.67 m³

Toneladas rotas por disparo : 117.68 TM

Vcuchara – viaje = 4.59 m³ * 0.90 = 4.13 m³

$$\frac{\text{N}^\circ \text{ viajes}}{\text{disparo}} = \frac{68.67 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}{4.13 \frac{\text{m}^3}{\text{viaje}}} = 16.63 \cong 17 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}}$$

Cálculo de tiempo de acarreo por disparo

$$\frac{T_{\text{acarreo}}}{\text{disparo}} = 17 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}} * 4.11 \frac{\text{min}}{\text{viaje}} = 69.87 \frac{\text{min}}{\text{disparo}}$$

Cálculo del rendimiento del Scoop R1600H CAT:

$$\frac{\text{Tiempo}}{\text{disparo}} = 17 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}} * 4.11 \frac{\text{min}}{\text{viaje}} = 69.87 \frac{\text{min}}{\text{disparo}} \cong 70 \text{ min}$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{68.67 \text{ m}^3}{69.87 \text{ min}} * \frac{60 \text{ min}}{\text{Hora}} = 58.97 \text{ m}^3/\text{hr}$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{117.68 \text{ TM}}{69.87 \text{ min}} * \frac{60 \text{ min}}{\text{Hora}} = 101.06 \text{ TM/Hora}$$

4.2.2.4. Equipo de Acarreo

B. Equipo: Camión Volquete

Características

Marca: Mercedes Benz

Modelo: Actros 3344 K

Potencia de motor: 279 HP

Capacidad: 20 m³

Peso: 30 150 kg

Vida económica en años (n): 6 años

Vida económica en horas: 12 000 horas

Eficiencia carguío: 0.85

Tiempo de Ciclo

Se estima los tiempos del ciclo del camión volquete Mercedes Benz ACTROS 3344K, incluyendo carguío y posicionamiento, traslado con carga, descarga y retorno vacío. El material de desmonte se transporta hasta el botadero en superficie.

Tabla 44

Tiempos de ciclo del camión volquete – zona de botadero en superficie.

Tiempo empleado (minutos)	
Posicionamiento y carguío	2.50
Ida cargado	28.71
Maniobra	2.03
Descarga	0.89
Regreso vacío	20.94
Tiempo total /Ciclo	55.07

Rendimiento Volquete

El rendimiento de camiones volquetes se calculará según la fórmula siguiente:

$$R = 60 * Q * E * T$$

Dónde:

R: Rendimiento (m^3/h)

Q: Capacidad o volumen de la tolva de volquete ($20 m^3$)

E: Factor de eficiencia de trabajo ($54 \text{ min}/60 \text{ min}$) = 0.90

T: Tiempo de un ciclo completo (minutos)

Rendimiento del camión volquete Mercedes Benz ACTROS 3344K

$$R = 9.21 m^3/h$$

Carguío y Transporte

- Scooptram Caterpillar R1600H
- Volquete Mercedes Benz ACTROS 3344K
- Tiempo por ciclo (scoop + volquete): 1.1 h

4.2.2.4. Diseño de Sostenimiento

Según la clasificación geomecánica del macizo rocoso, el RMR es 55 (tipo IIIA) y el índice Q varía entre 4 y 10, indicando roca de calidad regular a buena. Dado que la rampa es una excavación permanente, su sostenimiento debe garantizar estabilidad y protección contra caídas de roca a lo largo de toda su extensión.

4.2.2.4.1. Tipos de sostenimiento

Figura 91

Tipos de sostenimiento

TIPOS DE SOSTENIMIENTO		
SPLIT-SET		Se instalan en labores temporales (Tajos, galerías, ventanas, CM-DDH) Calidad del macizo rocoso regular a buena.
PERNO HELICOIDAL		Se instalan en labores permanentes (Rampa, Crucero, By pass) Calidad del macizo rocoso regular a buena.
MALLA ELECTROSOLDADA		Se instalan en labores de regular a mayor fracturamiento, alteración o goteo continuo de agua. Calidad del macizo rocoso regular a mala.
SHOTCRETE		Se instalan en labores de mayor intensidad de fracturamiento, mayor alteración y goteo de agua. Calidad del macizo rocoso mala.
CIMBRAS METÁLICAS		Se instalan en labores permanentes con calidad de macizo rocoso de mala a muy mala

4.2.2.4.2. Características Técnicas del Sostenimiento

El sostenimiento apropiado para este tipo de condiciones geomecánicas de la roca es del tipo metálico. La fortificación se efectuará de acuerdo a las indicaciones del departamento de geomecánica; es decir se sostendrán en lugares donde requiera aplicarse, o sea, en tramos desfavorables; es decir, el sostenimiento no será continuo.

El sostenimiento metálico consistirá en shotcrete con pernos helicoidales y malla electrosoldada. Los pernos helicoidales (20 mm de diámetro y 7 pies de longitud) son varillas de acero biselado, confinados o adheridos dentro del taladro mediante cemento, resina o combinado. El anclaje de la varilla a la roca se logra dentro del taladro mediante tres mecanismos: fricción, adhesión química y fijación mecánica. Se debe tener en cuenta la acción

del agua subterránea sobre estos elementos, donde hay agua se usará la resina y en partes seca el cemento. Se pueden usar varillas de hierro corrugado, cuya capacidad de anclaje es aproximadamente 12 TM, mientras que las barras helicoidales alcanzan más de 18 TM.

La malla metálica tiene tres funciones fundamentales:

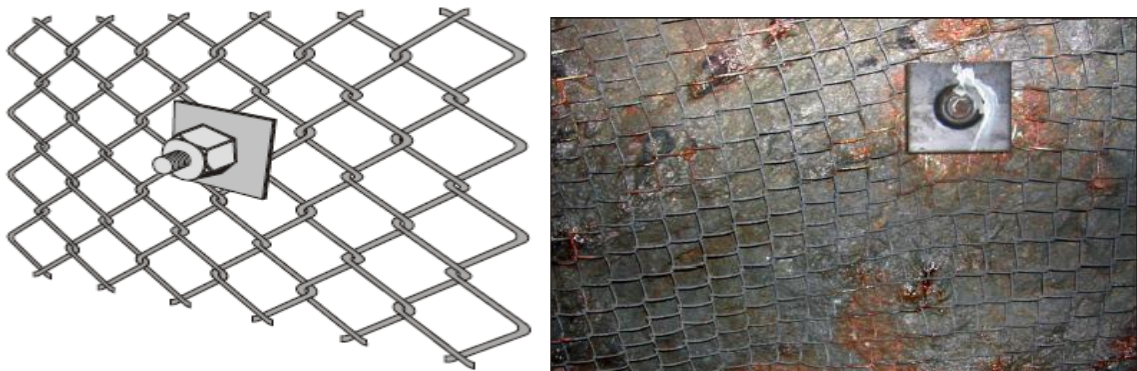
1. Evitar la caída de rocas entre los pernos, sosteniendo la superficie rocosa.
2. Retener fragmentos desprendidos, aportando seguridad.
3. Reforzar el shotcrete.

Existen dos tipos de mallas:

a) Eslabonada. Es un tejido de alambres acerado negro galvanizado de N°12/10 con cocadas de 2"x2" o 4"x4". Es bastante resistente y flexible. Este tipo de mallas no es adecuado para un sostenimiento duradero, ya que el cemento lanzado no pasa fácilmente por las mallas.

Figura 92

Malla eslabonada



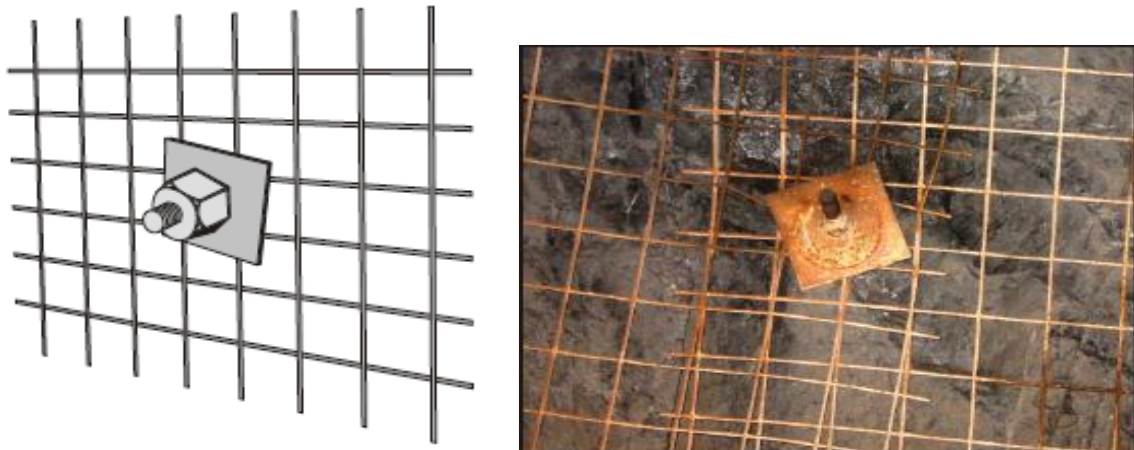
Fuente: Aporte Propio

b) Electrosoldada. Son alambres de acero negro galvanizado soldados en sus intersecciones, en su mayoría de N° 10/08 con cocadas de 4"x4". Este tipo de mallas son recomendables como sostenimiento con shotcrete.

Por lo tanto, en la construcción de la rampa, donde se requiera se utilizará el sostenimiento metálico consistente en shotcrete con pernos helicoidales, y enmallado con alambres electrosoldados.

Figura 93

Malla electrosoldada



Fuente: Aporte propio

4.2.2.4.3. Selección del Tipo de Sostenimiento

Sostenimiento con Shotcrete + Pernos Helicoidales + Malla Electrosoldada.

El propósito es asegurar la estabilidad de la excavación y mantener condiciones seguras para prevenir accidentes durante y después de la construcción de la rampa, ya que se trata de una obra subterránea permanente.

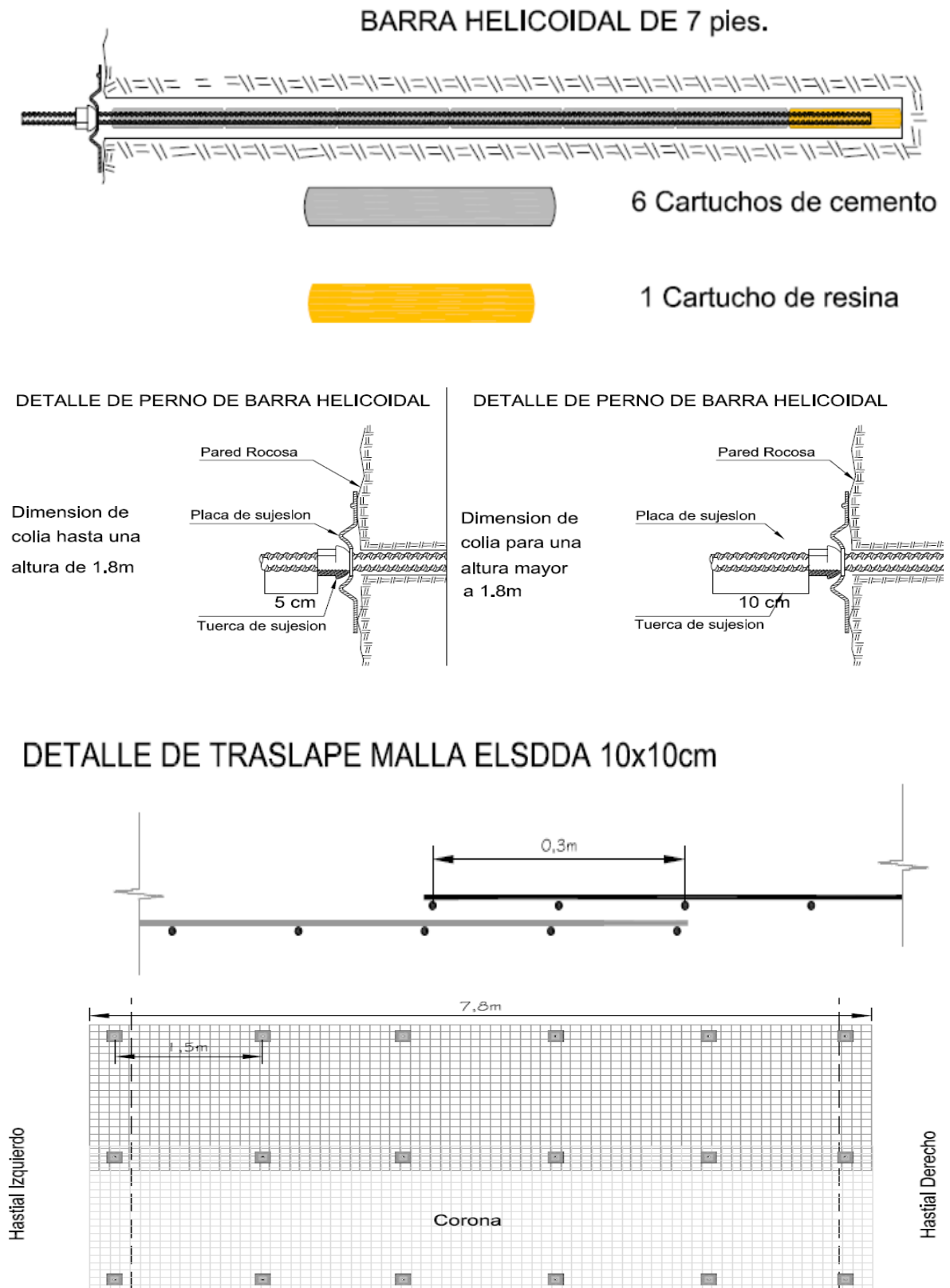
El proceso de instalación del sostenimiento consistirá en lo siguiente:

- Ejecución de los taladros de 36 mm de diámetro, longitud y orientación adecuada en donde se colocarán los pernos de barra helicoidal de 7 pies de longitud y 20 mm de diámetro, adecuado para la sección de 5.00 m x 4.50 m.
- El encapsulado de la barra helicoidal debe hacerse a través de cartuchos de resina y de cemento, secuencialmente.
- Las capsulas de resina deben fraguar de 1 a 3 minutos, siendo el tiempo de batido no menor a 10 segundos contados desde el instante que el perno choque contra la base del taladro, y las capsulas de cemento deben fraguar aproximadamente 6 horas.
- La instalación de las barras helicoidales con malla electrosoldada, en la que los pernos deben estar distribuidos con espaciamientos de 1.50 m en las filas.
- La malla debe presentar espaciamiento entre alambres de 4 pulg., siendo el calibre del alambre N°8.

Diseño estándar de instalación de perno helicoidal + malla electrosoldada

Figura 94

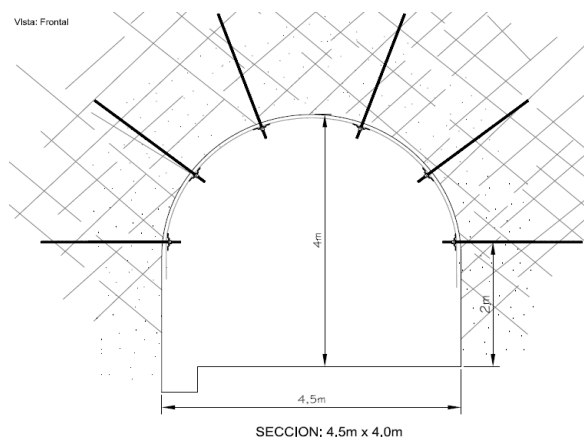
Perno Helicoidal



Fuente: Estándar del departamento de geomecánica.

Figura 95

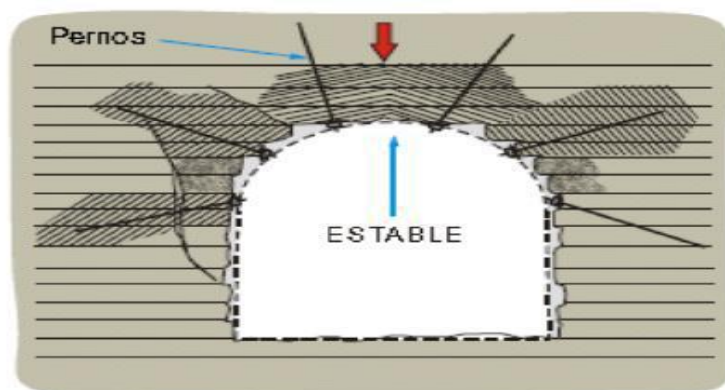
Instalación de pernos



Fuente: Estándar de instalación de pernos + malla.

Figura 96

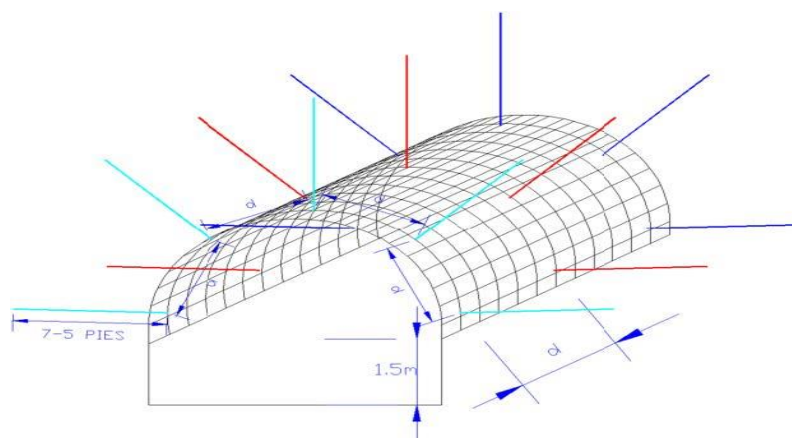
Instalación de perno helicoidal



Fuente: elaboración propia

Figura 97

Instalación de malla más perno helicoidal



Fuente: elaboración propia

4.2.2.4.4. Distribución de Pernos Helicoidales

Distribución de Pernos Helicoidales

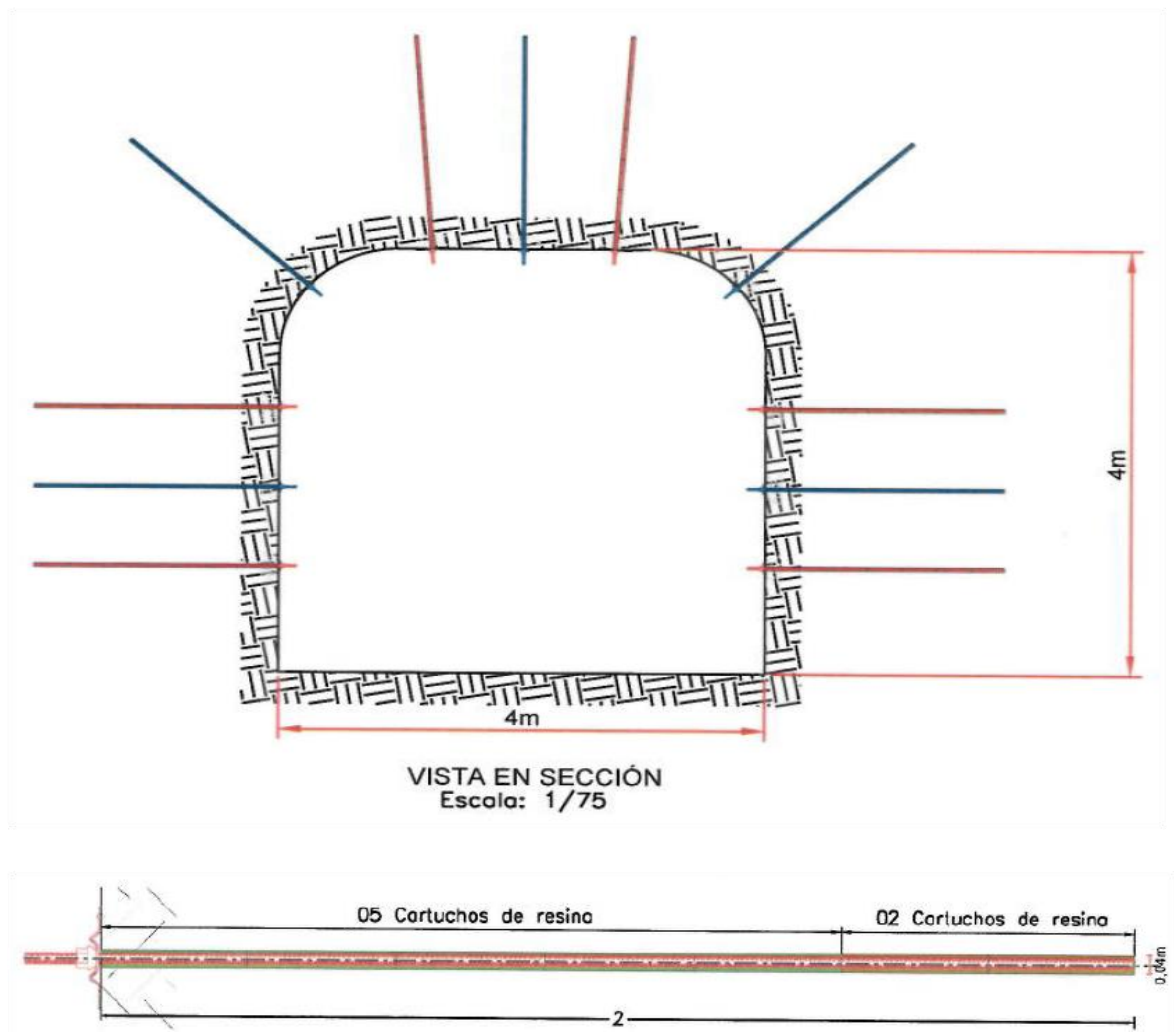
a. Malla 6 x 5 de 7' de longitud

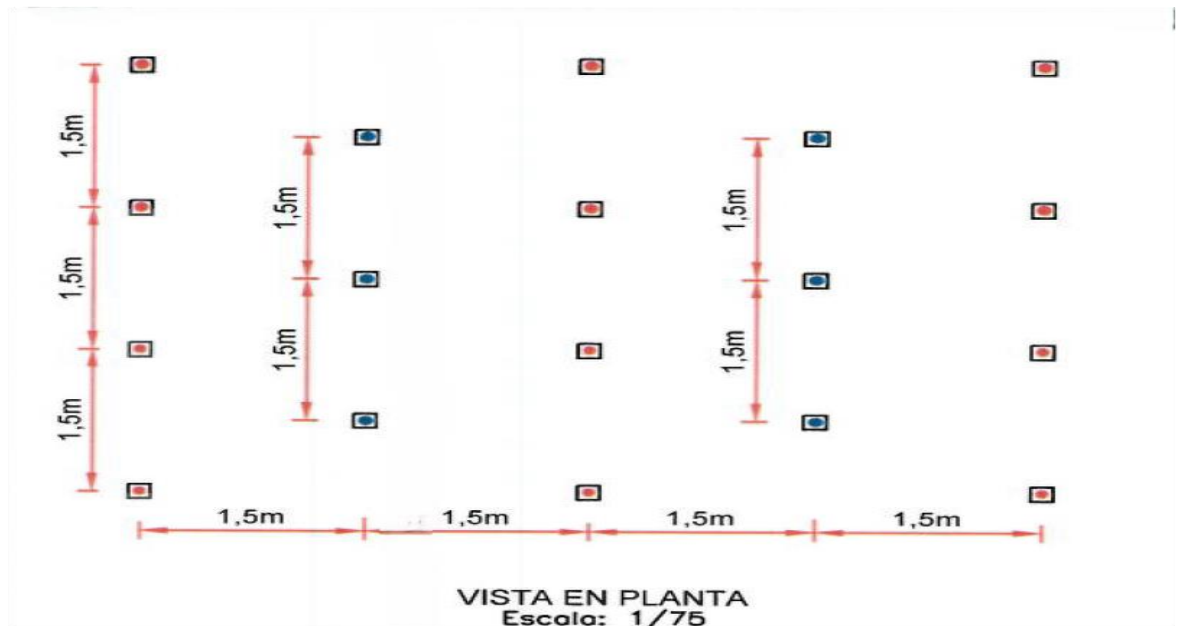
ESPECIFICACIONES TÉCNICAS

- Longitud de taladro deberá ser de 2m
- Distribución de pernos 6 x 5
- La primera fila tendrá 6 pernos
- La segunda fila tendrá 5 pernos
- El burden será de 1.5m
- El espaciamiento de 1.5m

Figura 98

Instalación de pernos helicoidales





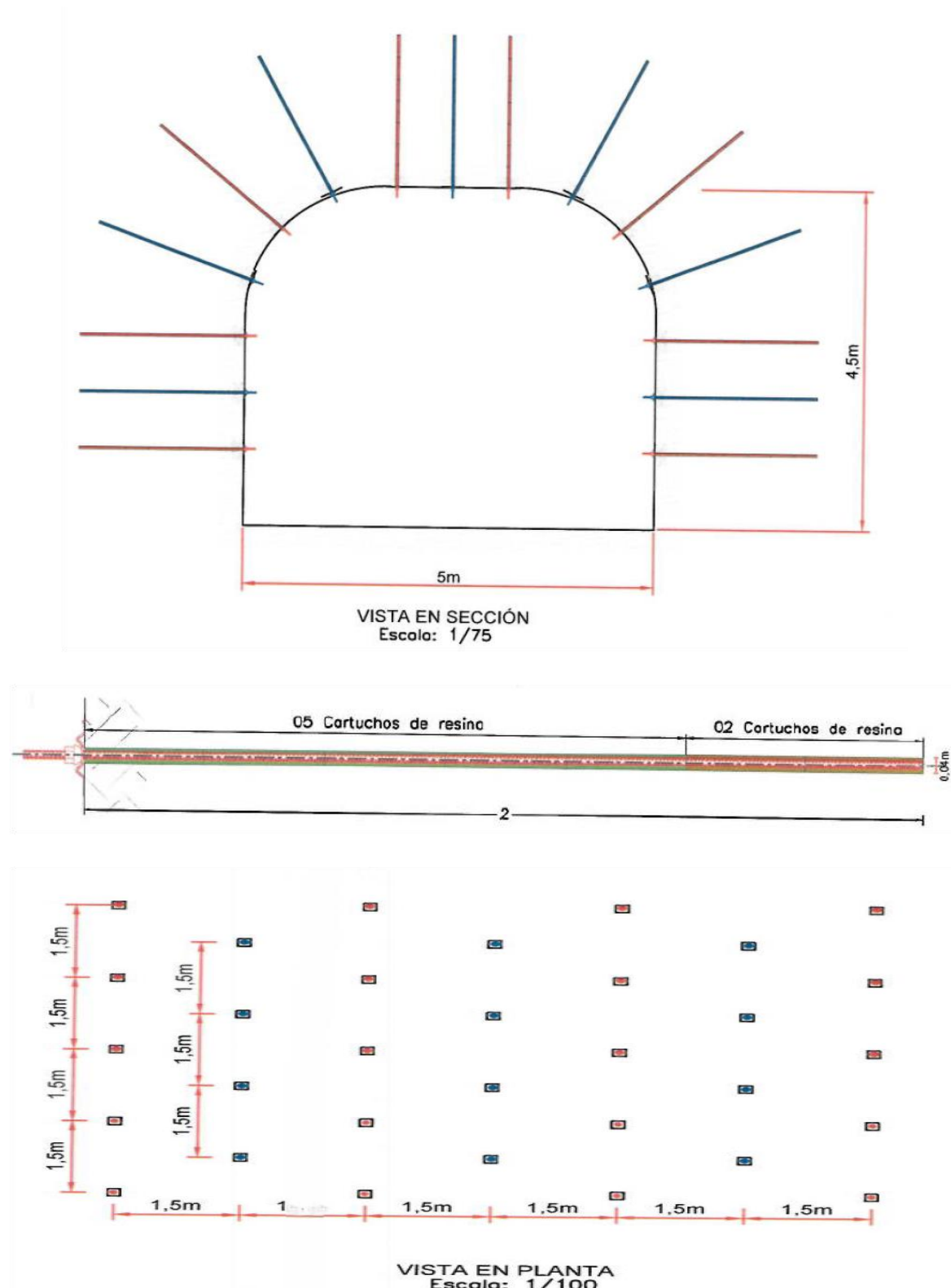
b. Malla 8 x 7 de 7' de longitud

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS

- Longitud de taladro deberá ser de 2m
- Distribución de pernos 8 x 7
- La primera fila tendrá 8 pernos
- La segunda fila tendrá 7 pernos
- El burden será de 1.5m
- El espaciamiento de 1.5m

Figura 99

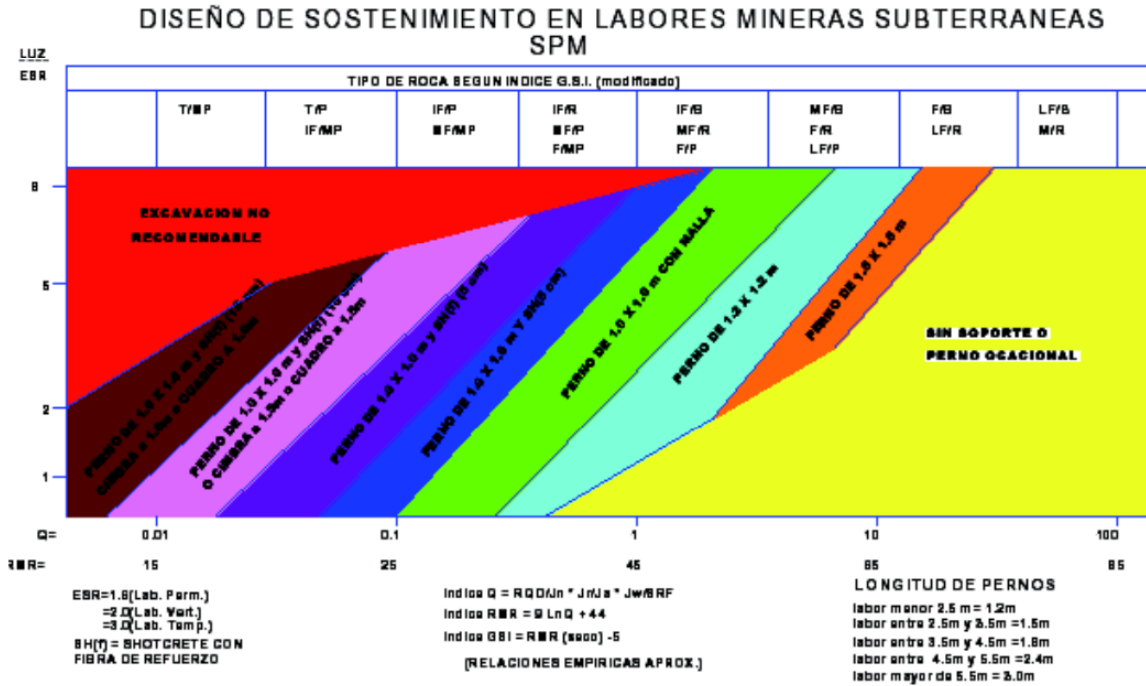
Instalación de pernos helicoidales



El cumplimiento de estas recomendaciones garantizará la estabilidad y seguridad del trabajo durante y posteriormente de la ejecución de la rampa.

Figura 100

Diseño de sostenimiento en labores mineras subterráneas SPM



Fuente: Departamento Geomecánico

Tabla 45

Cronograma de actividades en sostenimiento

Cronograma de actividades					
SOSTENIMIENTO	Instalación Perno Helicoidal	Malla Electrosoldada	Transporte Shotcrete	Lanzado Shotcrete	Inst. de Cimbra Metálica
Unidades	Und	m2	m2	m3	m3
Ratio	2	1.5	1.5	1.5	0.2
Abr	80	60	60	60	8
May	166	124.5	124.5	124.5	16.6
Jun	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Jul	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Ago	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Sep	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Oct	182	136.5	136.5	136.5	18.2
Nov	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Dic	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Ene	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Feb	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Mar	173	129.75	129.75	129.75	17.3
Abr	210	157.5	157.5	157.5	21
May	150	112.5	112.5	112.5	15
Jun	130	97.5	97.5	97.5	13
Total	2475	1856	1856	1858	247.5

4.2.2.5. Diseño de Red de Ventilación

La ventilación de las labores tiene que cumplir con las normas y estándares, se ha hecho un estudio para poder profundizar la explotación y la necesidad de elaborar el plano del circuito de ventilación integral, de esta manera mejorar y mantener la circulación de aire fresco dentro de la mina para tener un estado de confort durante las operaciones y con ello trabajar dentro de los límites permisibles, y proteger al personal que trabajará durante la construcción de la rampa. Para su construcción se implementará ventilación forzada, utilizando un equipo con las siguientes especificaciones:

Marca: Remover LMT

Sistema de trabajo: Impelente

Tipo: Axial

Capacidad: 30,000 cfm

Potencia: 75 HP

Tiempo promedio: 1 hrs/disp.

Figura 101

Ventilador de tipo axial



Fuente: Remover LMT

4.2.2.5.1. Caudal de aire requerido para la ventilación

Tabla 46

Requerimiento de aire

Requerimiento de aire		
Tipo	Altitud (msnm)	Caudal (m3/min)
persona	0 - 1500	3
persona	1500 - 3000	4
persona	3000 - 4000	5
persona	mas de 4000	6
Equipo diesel	por cada HP	3

Tabla 47

Requerimiento de aire del personal y equipo

Requerimiento de aire por personal y equipos					
Ventilación Rp, Requerimiento de aire según - 023 - MEM					
Descripción	Cantidad	Altitud msnm	Caudal m3/min		m3/min
Personal	5	mas de 4000	6		30
Descripción	Cantidad	HP c/u	HP total	m3/min HP	m3/min
Equipo Jumbo	1	94	94	3	282
Equipo Empernador	1	88	88	3	264
Equipo Scooptram	1	279	279	3	837
Requerimiento de aire total en m3/min					1413
Requerimiento de aire total en CFM					49,929.33

4.2.2.5.2. Sistema de ventilación isométrico

El sistema de ventilación funciona mediante un proceso mecánico que utiliza ventiladores principales para hacer circular tanto aire fresco como aire viciado dentro de la mina, asegurando así que los niveles de oxígeno se mantengan dentro de los rangos adecuados.

En el proyecto Puagjanca – Romina II se instalará un ventilador principal de 30,000 cfm junto con un silenciador de igual capacidad. Este sistema inyectará aire fresco a las labores mediante mangas de ventilación de 36 pulgadas de diámetro.

4.2.2.5.3. Parámetros de ventilación

Tabla 48

Característica del ventilador

VENTILADORES		
Ventilador Removex	cfm	30,000
Silenciador Removex	cfm	30,000
Manga de ventilación	pulg	36

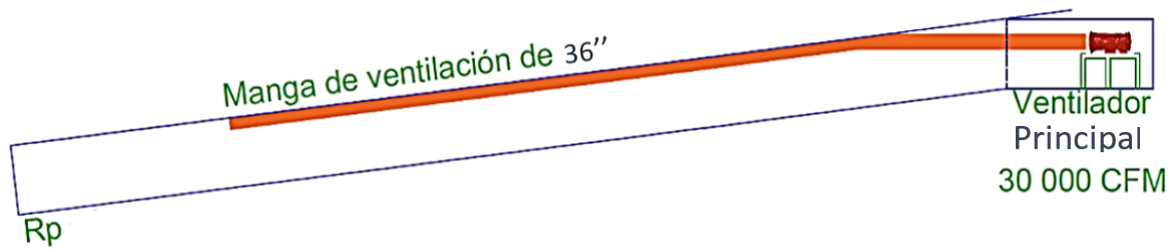


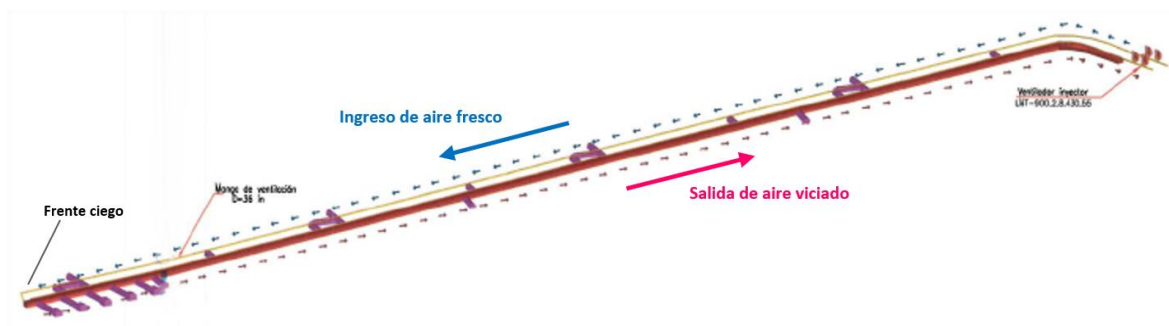
Tabla 49

Parámetros de ventilación

Parámetros de Ventilación		
Caudal de ingreso	cfm	70,771
Caudal en el frente	cfm	58,057
Velocidad en el frente	m/min	79
Requerimiento	cfm	56,855
Cobertura	%	100

Figura 102

Sistema de ventilación isométrico



Fuente: elaboración propia

4.2.2.6. Diseño de Red de Bombeo

El agua subterránea en la zona de construcción de la rampa es muy escasa, casi inexistente; sin embargo, se debe considerar su manejo para evitar posibles problemas de drenaje durante la obra.

La prevención consistirá en la evaluación y elaboración del proyecto de evacuación del agua subterránea en forma integral. Probablemente, se tenga que implementar el sistema de drenaje por bombeo; es decir, un sistema combinado de drenaje a través de cunetas + bombeo.

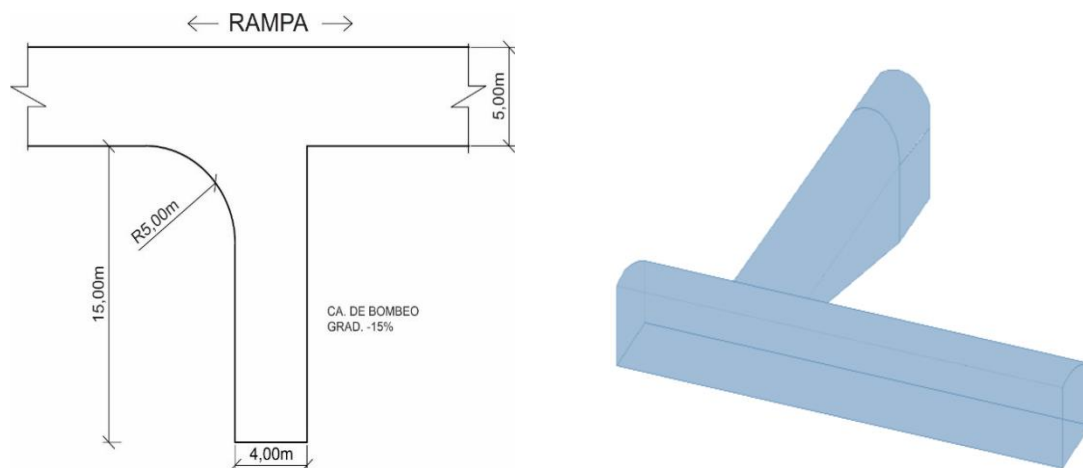
4.2.2.6.1. Diseño de sumideros y estaciones de bombeo

Durante la profundización de la rampa, es probable que aumente el flujo de agua subterránea, de manera que se necesita planificar un sistema de bombeo adecuado. Esto implica diseñar sumideros y estaciones de bombeo que permitan gestionar eficazmente el drenaje hacia la superficie.

Al elaborar el diseño de cualquier rampa, es clave anticipar la presencia de agua y prever adquirir bombas requeridas, así como la configuración de las estaciones de bombeo y sumideros, ajustándose al volumen de agua que se deba evacuar.

Figura 103

Diseño de sumideros y cámaras de bombeo



Fuente: Elaboración propia

Figura 104

Diseño de cámara de bombeo

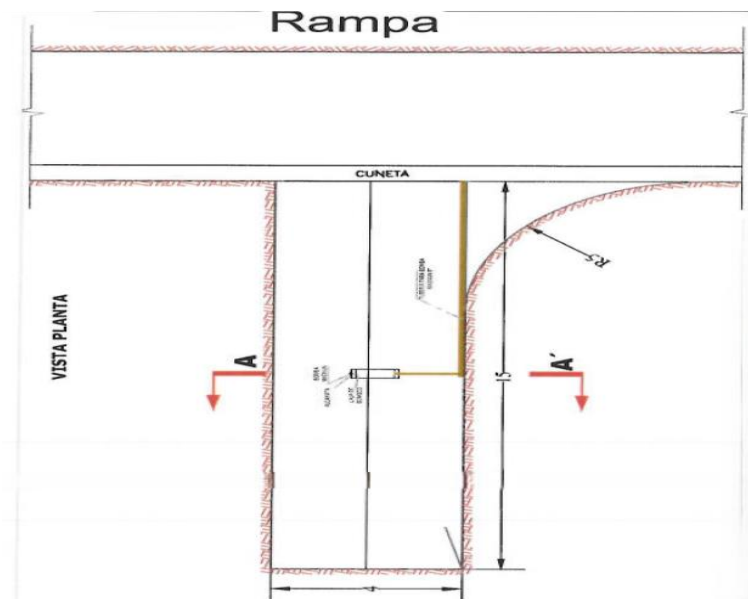


Figura 105

Cámara de bombeo

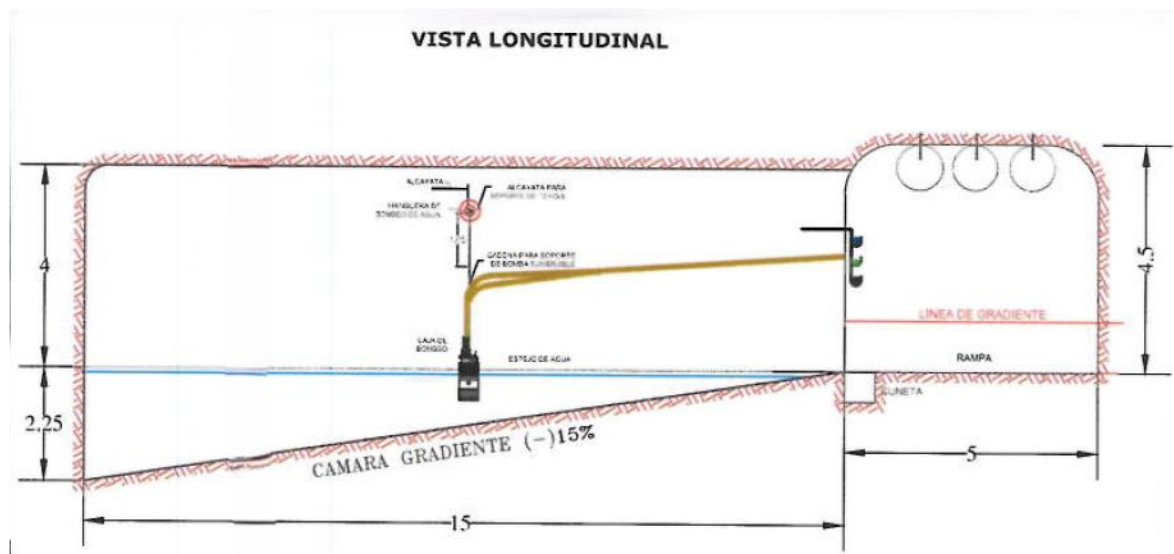
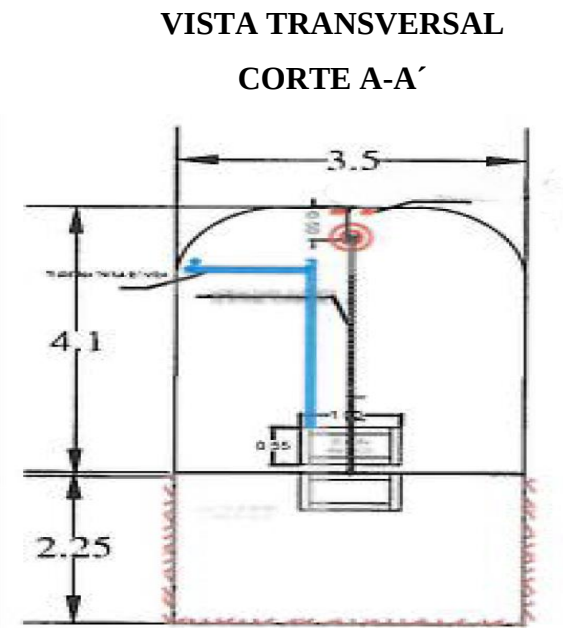


Figura 106

Poza de bombeo



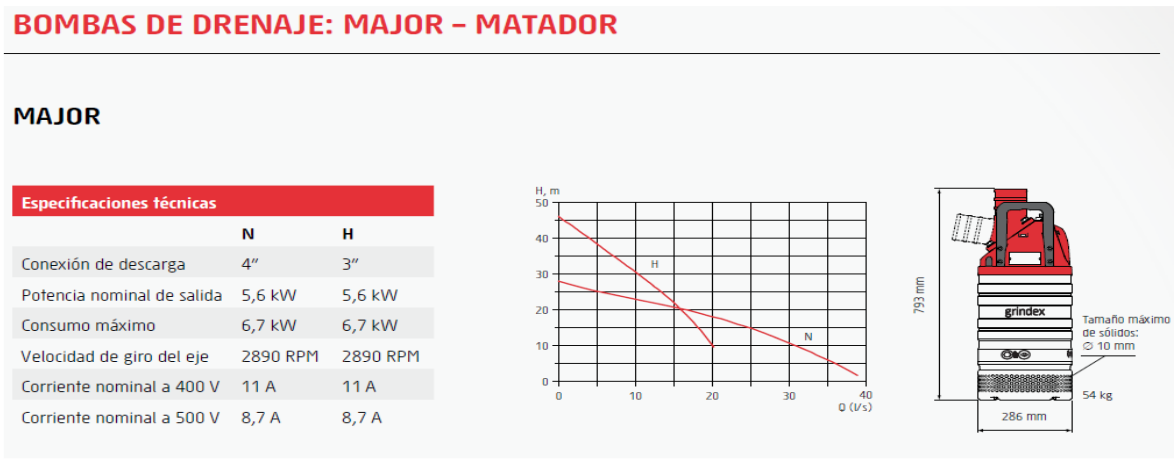
Fuente: Elaboración propia

En la rampa se deberá utilizar bombas Major para bombear pequeñas cantidades de agua; y para mayores caudales se utilizará la bomba Matador con una capacidad mayor para el bombeo.

4.2.2.6.2. Tipos de bomba

Figura 107

Tipo de bomba a utilizar



Fuente: Características bombas major.

Figura 108

Bomba Major



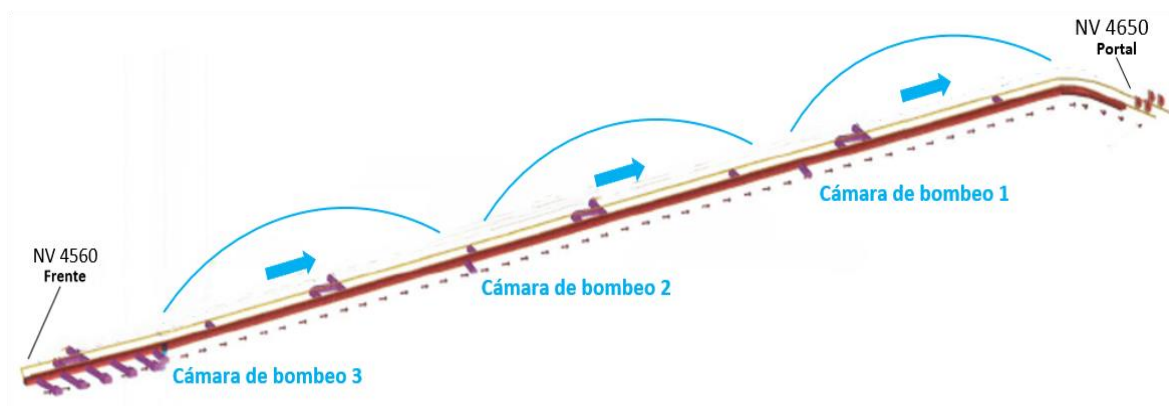
Fuente: Bombas mayor

4.2.2.6.3. Sistema de bombeo de agua.

La extracción del agua subterránea generada durante la profundización se realiza mediante bombas sumergibles conectadas a tuberías de 4 pulgadas de diámetro. El sistema de bombeo está organizado en tres etapas consecutivas: primero, el agua se eleva desde el nivel 4560, en la parte superior de la rampa principal, hasta la cámara de bombeo número 3. Luego, se bombea desde esta cámara hacia la cámara de bombeo número 2, y de ahí hacia la cámara número 1. Finalmente, el agua se impulsa desde la cámara número 1 hasta el nivel 4650, donde se descarga en una cuneta, concluyendo el proceso en un pozo de acumulación ubicado en la superficie. Cada tramo tiene una altura determinada que el sistema debe superar para garantizar el correcto flujo del agua.

Figura 109

Sistema de bombeo en serie



Fuente: Elaboración propia

4.2.3. Construcción de cámara de acumulación de material

Se diseñan según el volumen de extracción y funcionan como depósitos temporales para mineral y desmonte cerca de la rampa.

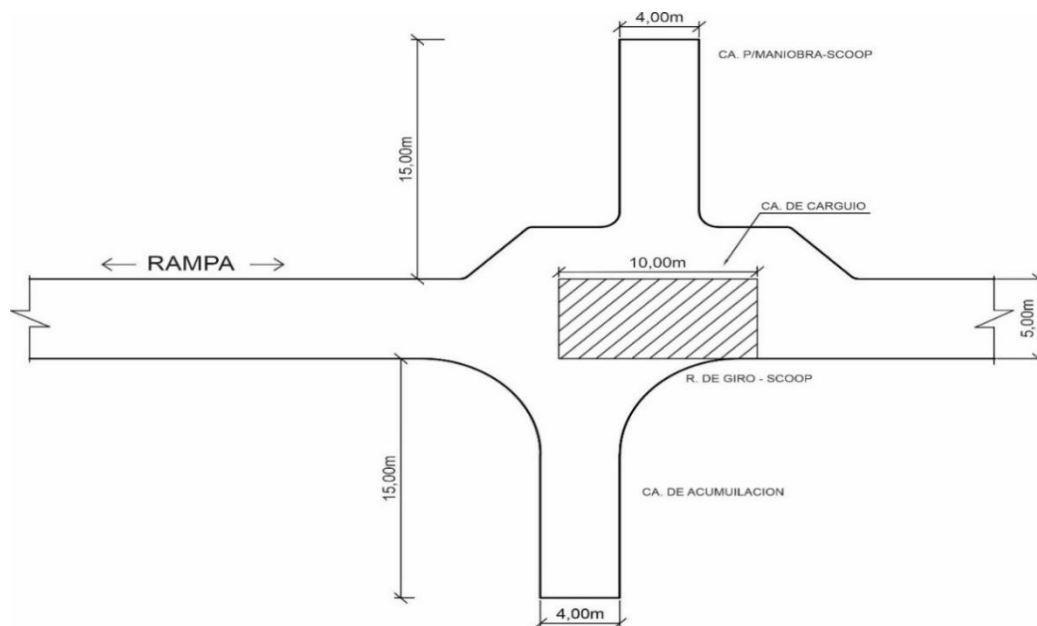
Para maximizar la productividad de equipos, estas cámaras deben situarse lo más cerca posible de los frentes de carguío. Además, se recomienda que las cámaras se distribuyan a intervalos aproximados de **200 metros**, con el fin de minimizar las distancias de acarreo y, de esta manera, se minimizan costos de transporte extra de material.

Cada cámara se diseña según el tamaño y capacidad de los equipos de carguío y transporte, ajustándose a la duración prevista y características técnicas de la operación minera.

4.2.3.1. Diseño de cámara de acumulación

Figura 110

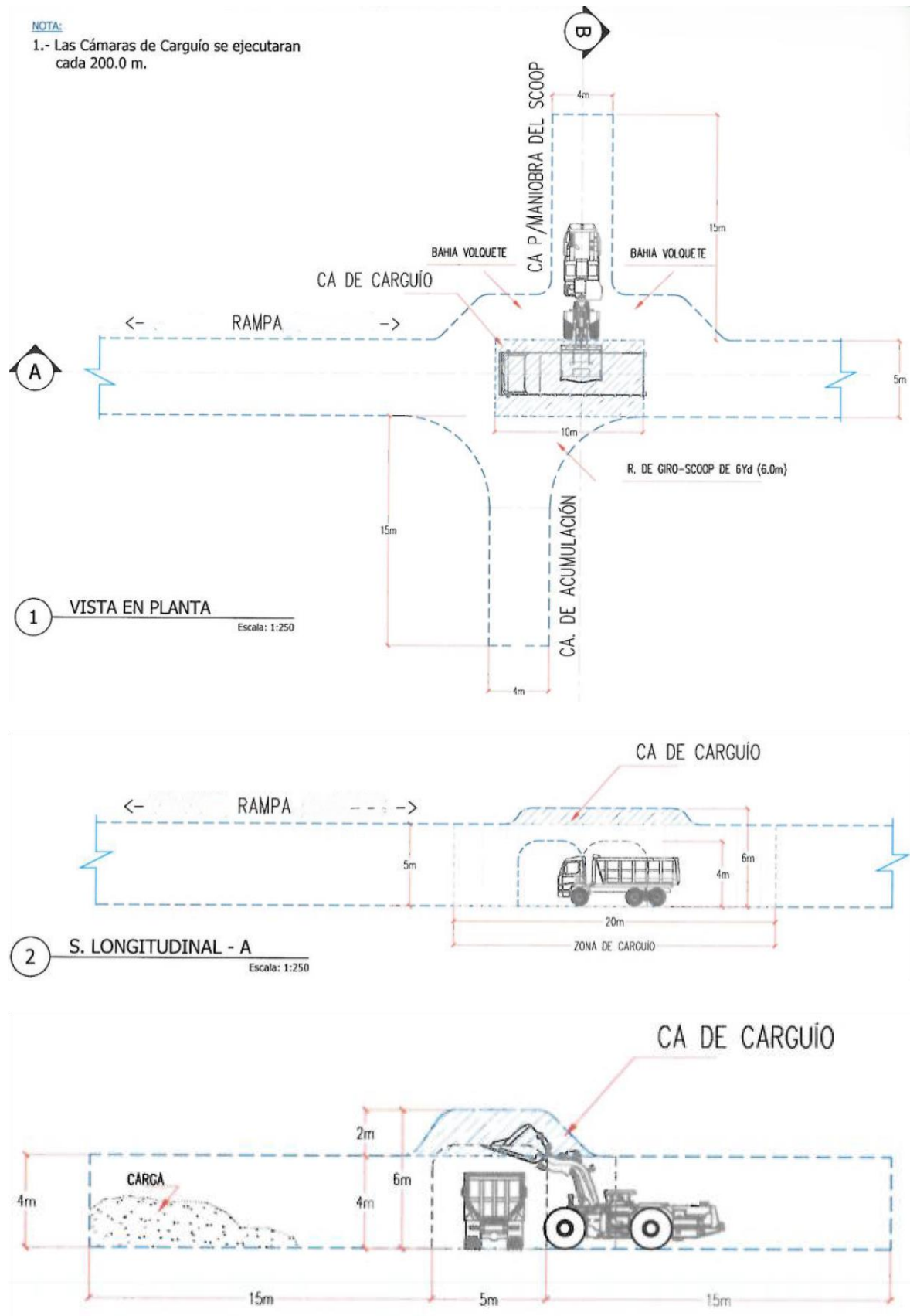
Diseño de cámara de acumulación



4.2.3.2. Diseño de cámara de acumulación/cámara de carguío

Figura 111

Diseño de cámara de acumulación/cámara de carguío



4.2.4. Dimensionamiento de Equipos

Para el proyecto de construcción de rampa puagjanca-Romina II se requiere equipos diseñados para minería subterránea.

Tabla 50

Dimensionamiento de equipos

EQUIPO	Marca	Modelo	Potencia		fs	Capacidad
			HP	kw		
Jumbo electrohidráulico	Atlas Copco	S1D	94	70.10	1	16 ft
Empernador	Atlas Copco	Boltec S	88	65.62	1	6 yd3
Scooptram diésel	Caterpillar	R1600H	279	202	1	
Scaler (desataoor)	Paus	853-S8	75		0.2	
Robot (lanzador shotcrete)	Normet	Alpha 20 Tier3	145	55.93	1	
Mixer	Normet	TornadoS2	85		0.2	
Telehandler	Manitou	MTX1030ST	85		0.6	20 m3
Camion volquete	Mercedes Benz	Actros 3344K	440		0.6	

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO V: COSTOS DE EJECUCIÓN DE LA RAMPA

5.1. Datos Generales

Sección	5 m x 4.5 m
Longitud avance/disparo	3.27m
Nº disp./día	2
Días operativos/mes	25
Avance mensual	160 m
Longitud de taladro	14 pies (0.90) = 3.84 m
Ø Broca de producción	45 mm (1.75")
Número de perforadoras	1
Número de taladros	61
Equipo de limpieza LHD	Scoop de 6 Yd ³
RMR	55

5.2. COSTO DE CICLO DE MINADO

5.2.1. Costo de PERFORACIÓN con equipo Jumbo

Perforadora

Precio de la perforadora	=	\$ 510,000.00
Mantenimiento	=	306,000.00 (60%)
Costo financiero	=	<u>51,000.00 (10%)</u>
Costo total	=	864,000.00
Vida útil	=	100,0000 pies

Costo por pie perforado	=	$864000/100000 = 8.67$ \$/pie
Costo por disparo	=	$14 \times 0.9 \times 61 \times 8.67 = 6663.76$ \$/disp.
Costo por metro	=	$6,663.76/3.27 = 2037.85$ \$/m
Brocas y Accesorios		
Precio barreno de 14'	=	\$ 470.00
Vida promedio	=	460 pies
Costo/pie = $470/460$	=	1.02 \$/pie
Costo/disp.= $14 \times 0.9 \times 61 \times 1.02$	=	783.97 \$/disp.
Costo accesorio (3%)	=	23.51
Costo total brocas y accesorios	=	807.49 \$/disp.
Costo por metro = $807.49/3.27$	=	246.94 \$/ m

Afilado de barreno

a) Afiladora

Precio afilador	=	\$ 1200.00
Mantenimiento (5%)	=	60.00
Sub-total	=	1260.00
Vida útil	=	150,000 pies perforados
Costo/pie = $1260/150000$	=	0.008\$/pie
Costo/disp.= 0.008×520	=	4.16 \$/disp.
Costo/m = $4.16/3.12$	=	1.33 \$/m

Mano de obra

a) Jornales de operadores con leyes sociales

Ocupación	básica (\$)	leyes sociales (\$)	jornal (\$/tarea)
Perforista	32.50	11.38	43.88
Ayudante	19.50	6.83	26.33

b) Costo de mano de obra por metro

Ocupación	unidad	cantidad	jornal	costo, \$/disp.	Costo/m
Perforista	tarea	2	43.88	87.76	28.13
Ayudante	tarea	2	26.33	52.66	16.88

Costo/m = 45.01 \$/m

Costo por implementos de seguridad y herramientas.

Costo/disp. EPP : 1.418

Costo/disp. Herramientas varios : 0.709

Costo/disp. (EPP + herramientas) : 2.127

Costo/m = 0.68\$/m

$(1\text{m} \rightarrow 5\text{m} \times 4.5\text{m} \left(\frac{11}{12}\right) * 1\text{m} * 2.50\text{TM}/\text{m}^3 = 52.50\text{ TM})$

COSTO PERFORACIÓN = $C_p = 1386.61\text{ \$}/\text{m} = 26.41\text{ \$}/\text{TM}$

RESUMEN DE PRECIOS UNITARIOS

Tabla 51

Resumen general de precios unitarios

RESUMEN - Precios Unitarios						
PROYECTO DE PREPARACION PUAGJANCA – ROMINA 2						
Items	Descripción	Unidad	Cto Directo	Gtos Grales 44%	Utilidad 10%	P. U (\$)
1.00	AVANCES LINEALES					
1.01	Rampa Negativa 5.0 x 4.5	\$/m	689.7	303.3	69.0	1,062.0
1.02	Cámara 4.0 x 4.0	\$/m	573.5	252.2	57.4	883.1
1.03	Cámara 4.0 x 3.0	\$/m	541.8	238.3	54.2	834.2
1.04	Refugio 1.5 x 2.1	\$/m	504.0	221.7	50.4	776.1
1.05	Cuneta 0.5 x 0.5	\$/m	29.5	13.0	2.9	45.4
2.00	SOSTENIMIENTO					
2.01	Instalación Perno Helicoidal 7"	\$/und	33.6	14.8	3.4	51.7
2.02	Malla Electrosoldada	\$/m2	21.0	9.2	2.1	32.4
2.03	Transporte Shotcrete	\$/m3	28.9	12.7	2.9	44.5
2.04	Lanzado Shotcrete	\$/m3	35.8	15.7	3.6	55.1
2.05	Instalación de Cimbra Metálica	\$/und	1,276.1	561.2	127.6	1,965.0
2.06	Instalación de Plancha Acanalada	\$/und	35.5	15.6	3.6	54.7
2.07	Colocación de Bolsacrete	\$/m3	185.9	81.8	18.6	286.3
2.08	Colocación de Concreto	\$/m3	177.2	77.9	17.7	272.9
2.09	Encofrado y Desencofrado muro	\$/m2	21.5	9.5	2.2	33.1
3.00	SERVICIOS AUXILIARES					
3.01	Alquiler de Bomba Sumergible 30 HP	\$/mes	6,500	2,859	650	10,008.7
3.02	Alquiler de Bomba Sumergible 50 HP	\$/mes	7,200	3,167	720	11,086.5
4.00	COSTO HORARIO EQUIPOS					
4.01	Scoop 6 Yd3	\$/hora	100.4	44.2	10.0	154.6
4.02	Scaler	\$/hora	78.5	34.5	7.9	120.9
4.03	Telehandlers	\$/hora	38.9	17.1	3.9	59.8
5.00	COSTO DEPRECIACION EQUIPOS (hrs. Mínimas)					
5.01	Scoops 6 yd3	\$/hora	40.98			41.0
5.02	Jumbo	\$/hora	89.40			89.4
5.03	Empernador	\$/hora	81.42			81.4
5.04	Scaler	\$/hora	37.25			37.3
5.05	Telehandler	\$/hora	11.18			11.2
5.06	Alpha	\$/hora	22.13			22.1
5.07	Tornado	\$/hora	16.65			16.7

Tabla 52

Precios Unitarios - ACEROS DE PERFORACION

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	PREC UNIT. (\$/und)	VIDA UTIL (pp/und)	RENDIMIENTO (\$/pp)
1.01	Barra de perforación 12' y 14'	Pza	340.31	3,000.00	0.11
1.02	Brocas de 45 mm	Pza	74.24	450.00	0.16
1.03	Adapter piloto	Pza	153.40	800.00	0.19
1.04	Shank adapter	Pza	221.11	3,000.00	0.07
1.05	Broca Escareadora	Pza	101.31	250.00	0.41
1.06	Coupling	Pza	80.77	3,000.00	0.03
1.07	Copas de Afilado	Pza	669.46	6,000.00	0.11
1.08	Afilador de brocas.	Pza	264.06	3,000.00	0.09
1.09	Barra conica 7/8" X 4'	Pza	47.54	450.00	0.11
1.10	Broca de boton R28 x 38mm	Pza	18.86	500.00	0.04

Tabla 53

Precios Unitarios – EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

DESCRIPCION	UND	PRECIO (\$/kg)	US\$/Caja	Kg/Caja
Emulnor 5000 1 1/2" x 16"	Kg	2.38	59.44	25
Emulnor 3000 1 1/2" x 16"	Kg	2.32	58.12	25
Emulnor 1000 1 1/2" x 16"	Kg	2.11	52.67	25
Pentacord	m	0.38	575.72	1500 m/caja
Carmex 7'	Pza	0.53	160.43	300 pza/caja

Tabla 54*Precios Unitarios – OTROS MATERIALES*

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	PREC UNIT. (\$/und)
1.01	Tuberia de Aire de 2"	Pza	2.71
1.02	Tuberia de Agua de 2"	Pza	2.71
1.03	Tuberia de Bombeo de 4"	Pza	6.77
1.04	Reduccion campana de 2" a 1"	Pza	7.45
1.05	Abrazadera	Pza	4.06
1.06	Valvula esferica de 2"	Pza	30.46
1.07	Niple con rosca de 2"	Jgo	2.71
1.09	Manguera de 1/2" (50 m)	m.	4.40
1.08	Manguera de 1" (50 m)	m.	7.67
1.10	Manguera de 2"	m.	9.82
1.09	Alcayata Energia	Pza	3.05
1.11	Alcayata p' Servicios	Pza	1.69
1.10	Alcayata Red Agua y Aire	Pza	5.08
1.12	Alcayata Cable Flex	und	1.02
1.11	Tuberla de PVC - arrastres	und	1.69
1.13	Tablero de energía de 400V	mt	3.38
1.12	Tablero de energía de 250V	mt	2.89
1.14	Luminaria	mt	1.22
1.13	Mangas de Ventilacion 36"	und	4.62
1.15	Petroleo	gln	2.50
1.14	Perno Helicoidal 7"	und	8.12
1.16	Cartuchos de Resina	und	0.68
1.15	Cartuchos de Cemento	und	0.34
1.11	Malla electrosoldada	m2	5.54
1.12	Ganchos	und	1.00
1.13	Calibradores de 2"	und	0.62
1.14	Cimbra Metalica de 5.00 x 4.00	Pza	735.00
1.15	Punta patilladora	p.p.	0.07
1.16	Aceite de Perforacion	Gal	9.45
1.17	Piedra de afilar	und	16.54
1.18	Manguera de 1" (30 m)	m.	4.30
1.19	Manguera de 2" (30 m)	m.	8.06
1.20	Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	m.	0.84
1.21	Cemento Andino Portland Tipo I	Bls	6.19
1.22	Piedra chancada 1/2"	m3	28.43
1.23	Arena Gruesa	m3	36.14
1.24	Aditivo Mcfast (Cilindro = 200 Kg)	Gal	7.05
1.25	Planchas Acanaladas	Und	15.61
1.26	Soldadura	kg	2.53
1.27	Sacos de polipropileno	Und	0.42
1.28	Maquina Soldar	hr	3.08
1.29	Andamio Metálico	hr	0.50
1.30	Madera tornillo o similar	pie2	1.42
1.31	Clavos	kg	1.77
1.32	Alambre No.8	kg	1.78
1.33	Alambre No.16	kg	1.77
1.34	Triplay 18mm	pl	30.29

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

Rampa principal sección aparente 5m x 4.5

Tabla 55

Costos directo de aceros de perforación con Jumbo

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS			
Partida:	RAMPA NEGATIVA	Longitud de avance:	3.27 m
Sección:	5.0 x 4.5	Longitud de Barra:	14 pies
Gradiente:	12% (-)	Eficiencia de perforación:	90%
Unidad de Medida:	Metros	Eficiencia de Voladura:	85%
		N° Taladros Perforados:	61
		N° Taladros Disparados:	47
Tipo de Material:	Desmonte	Volumen Roto:	80.64 m3
Dureza de Material:	Semidura - Dura (125Mpa)	Tonelaje Roto:	201.60 ton
		Factor de Potencia:	0.95 Kg/tm
		Velocidad de Perforación:	60 Mt/hr
		Rendimiento Scoop :	70 Tn/hr
		Densidad de Material:	2.50 Tn/m3
		Horas por Guardia:	10 hrs
		Longitud de Perforación	234 m

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
1	Mano de Obra						48.03	0.1902
	Operador de Jumbo	1.00	tar	1.3	66.83	86.88	26.62	0.1054
	Ayudante Operador de Jumbo	1.00	tar	1.3	53.78	69.91	21.42	0.0848
2	Equipos						128.00	0.5070
	Jumbo Frontonero	3.2004	hr		130.56	417.85	128.00	0.5070
3	Aceros de perforación						118.59	0.4697
	Barra de perforación 14'	630	p.p		0.11	71.47	21.89	0.0867
	Brocas de 45 mm	630	p.p		0.16	103.94	31.84	0.1261
	Shank adapter	630	p.p		0.07	46.43	14.22	0.0563
	Broca Escareadora	37.8	p.p		0.41	15.32	4.69	0.0186
	Adapter piloto	37.8	p.p		0.19	7.25	2.22	0.0088
	Coupling	630	p.p		0.03	16.96	5.20	0.0206
	Copas de Afilado	630	p.p		0.11	70.29	21.53	0.0853
	Afilador de brocas.	630	p.p		0.09	55.45	16.99	0.0673
3	Materiales						39.21	0.1553
	Tubería de Aire de 2"	3.26	m.		2.71	8.84	2.71	0.0107
	Tubería de Agua de 2"	3.26	m.		2.71	8.84	2.71	0.0107
	Tubería de Bombeo de 4"	3.26	m.		6.77	22.10	6.77	0.0268
	Reduccion campana de 2" a 1"	0.20	und		7.45	1.49	0.46	0.0018
	Abrazadera	0.20	und		4.06	0.81	0.25	0.0010
	Valvula esferica de 2"	0.20	und		30.46	6.09	1.87	0.0074
	Niple con rosca de 2"	0.20	und		2.71	0.54	0.17	0.0007
	Manguera de 1" (50 m)	3.26	m.		7.67	25.04	7.67	0.0304
	Manguera de 1/2" (50 m)	3.26	m.		4.40	14.36	4.4	0.0174
	Alcayata Energia	1.09	und		3.05	3.31	1.02	0.0040
	Alcayata p' Servicios	1.09	und		1.69	1.84	0.56	0.0022
	Alcayata Red Agua y Aire	1.09	und		5.08	5.52	1.69	0.0067
	Alcayata Cable Flex	1.09	und		1.02	1.10	0.34	0.0013
	Tubería de PVC - arrastres	3.26	und		1.69	5.52	1.69	0.0067
	Tablero de energía de 400V	1	glb		3.38	3.38	1.04	0.0041
	Tablero de energía de 250V	1	glb		2.89	2.89	0.89	0.0035
	Luminaria	1	glb		1.22	1.22	0.37	0.0015
	Mangas de Ventilacion 36"	3.26	m.		4.62	15.07	4.62	0.0183
4	Herramientas, EPP						12.00	0.0475
	Implementos de seguridad	7	tar	1.3	2.74	24.94	7.64	0.0303
	Herramientas	1	tar	1.3	3.85	5.00	1.53	0.0061
	Lamparas Mineras	7	tar	1.3	1.02	9.24	2.83	0.0112
Costo Directo (US\$/m)							345.83	1.37
Costo Total (US\$)							293955.08	

a) Costos de perforación y aceros de perforación

El costo lineal de perforación es de 345.83 \$/m

El costo de perforación por tonelada es de 1.37 \$/ton

El costo total de perforación es 293,955.08 \$

5.2.2. Costo de VOLADURA

Explosivos

$$\text{Emulsión 5000} = \frac{16.96 \frac{\text{Kg}}{\text{Disp}}}{0.53 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 32 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} * 2.38 \frac{\$}{\text{cart}} = 76.16 \$/\text{disp.}$$

$$\text{Emulsión 3000} = \frac{157.94 \frac{\text{Kg}}{\text{Disp}}}{0.53 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 298 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} * 2.32 \frac{\$}{\text{cart}} = 691.36 \$/\text{disp.}$$

$$\text{Emulsión 1000} = \frac{15.90 \frac{\text{Kg}}{\text{Disp}}}{0.53 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 30 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} * 2.11 \frac{\$}{\text{cart}} = 63.30 \$/\text{disp.}$$

Tabla 56

Costos directo de voladura con Jumbo

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
1	Explosivos y Acc. Voladura						156.23	2.0199
	Emulnor 5000 1 1/2" x 16"	16.96	kg	1	2.38	40.32	12.35	0.1597
	Emulnor 3000 1 1/2" x 16"	157.94	kg	1	2.32	367.18	112.48	1.4543
	Emulnor 1000 1 1/2" x 16"	15.90	kg	1	2.11	33.50	10.26	0.1327
	Fanel	47	und	1	1.19	56.02	17.16	0.2219
	Pentacord 5P	30	m	1	0.38	11.51	3.53	0.0456
	Carmex 7pies	2	und	1	0.53	1.07	0.33	0.0042
	Mecha rápida Z-18	1	m	1	0.38	0.38	0.12	0.0015
Costo Directo (US\$/m)							156.23	2.0199
Costo Total (US\$)							132791.72	

b) Costos de voladura con equipo Jumbo

La voladura por metro lineal es de 156.23 \$/m

La voladura por tonelada es de 2.02 \$/ton

El costo total de voladura es de 132,791.72 \$

5.2.3. Costo de LIMPIEZA

Tabla 57

Análisis de precios unitarios

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		ALQUILER DE SCOOP DE 6 Yd3			Rendimiento:	8	hr
Unidad de Medida:		Horas			Hrs Guardia:	10.4	
Unidad de Medida:		18.11300 991.23 23.0123					
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/hr)
1.00	MANO DE OBRA						9.80
	Operador de Scooptram	1.00	tar	1.30	60.31	78.40	
2.00	MATERIALES						
	Combustible						
	Petroleo	52.00	gln		2.50	130.00	
3.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						1.24
	Implementos de seguridad	1.00	tar	1.30	2.74	3.56	
	Herramientas	1.00	tar	1.30	3.85	5.00	
	Lamparas Mineras	1.00	tar	1.30	1.02	1.32	
4.00	EQUIPOS						89.39
	Scoops 6 yd3	8.00	hr		89.39	715.12	
COSTO DIRECTO (US\$/hr)							100.43
Gastos Generales					44%		44.17
Utilidad					10%		10.04
COSTO TOTAL (US\$/hr)							154.64

Tabla 58

Costos directo de acarreo

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
1	Mano de Obra						24.02	0.3105
	Operador de Scooptram	1	tar	1.3	60.31	78.40	24.02	0.3105
2	Equipos						98.85	1.2781
	Scoops 6 yd3	3.61	hr		89.39	322.70	98.85	1.2781
3	Materiales						15.28	0.1976
	Petroleo	19.96	gln		2.5	49.89	15.28	0.1976
4	Herramientas, EPP						3.03	0.0392
	Implementos de seguridad	1	tar	1.3	2.74	3.56	1.09	0.0141
	Herramientas	1	tar	1.3	3.85	5.00	1.53	0.0198
	Lamparas Mineras	1	tar	1.3	1.02	1.32	0.40	0.0052
Costo Directo (US\$/m)							141.18	1.83
Costo Total (US\$)							120003.59	

c) Costo de acarreo y carguío con equipo scooptram 6yd³

El costo de acarreo con el scoop es de 141.18 \$/m

El costo de limpieza por tonelada es de 1.83 \$/ton

El costo total de limpieza es de 120,003.59 \$

5.2.4. Costo de TRANSPORTE

Tabla 59

Análisis de precios unitarios

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
1	Mano de Obra						72.11	0.9315
	Operador de Scooptram	1	tar	1.3	60.31	78.40	24.02	0.3105
	Operador de Volquete	2	tar	1.3	60.31	156.79	48.10	0.6210
2	Equipos						124.29	1.6065
	Scoops 6 yd3	3.61	hr	1.5	89.39	322.70	98.85	1.2781
	Volquete 20 m3	3	hr	1.5	27.64	82.92	25.44	0.3284
3	Materiales						25.78	0.3333
	Petroleo	33.66	gln	1	2.50	84.15	25.78	0.3333
4	Herramientas, EPP						6.06	0.0783
	Implementos de seguridad	2	tar	1.3	2.74	7.13	2.18	0.0282
	Herramientas	2	tar	1.3	3.85	10.01	3.07	0.0396
	Lamparas Mineras	2	tar	1.3	1.02	2.64	0.81	0.0105
Costo Directo (US\$/m)							228.24	2.9497
Costo Total (US\$)							194001.72	

d) Costo de transporte con camión volquete 20m³

El costo de transporte con camión volquete es de 22.824 \$/m

El costo de transporte por tonelada es de 2.95 \$/ton

El costo total de transporte es de 194,001.72 \$

5.2.5. Costo de DESATADO

Tabla 60

Costos directo de desatado

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
1	Mano de Obra						24.016	0.3105
	Operador de Scaler	1	tar	1.3	60.31	78.40	24.016	0.3105
2	Equipos						41.359	0.5347
	Scaler (desatador)	2	hr		67.51	135.01	41.359	0.5347
3	Materiales						2.298	0.0297
	Petroleo	3	gln		2.5	7.50	2.298	0.0297
4	Herramientas, EPP						3.029	0.0392
	Implementos de seguridad	1	tar	1.3	2.74	3.56	1.091	0.0141
	Herramientas	1	tar	1.3	3.85	5.00	1.533	0.0198
	Lamparas Mineras	1	tar	1.3	1.02	1.32	0.404	0.0052
Costo Directo (US\$/m)							70.70	0.91
Costo Total (US\$)							60095.84	

e) Costo de desatado con equipo scaler

El costo de desatado con equipo scaler es de 70.70 \$/m

5.2.6. Costo de SOSTENIMIENTO

Tabla 61

Análisis de precios unitarios

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		INST. PERNO HELICOIDAL 7'		Rendimiento :		50 und	
Sección:		Unidad		Longitud barra :		8 pies	
Unidad de Medida:		Unidad		Eficiencia de Perforación		90%	
Especificación:		Especificación		Longitud efectiva		7.2 Pies	
Especificación:		Especificación		Tiempo Perforacion		4.3 min/und	
Tipo de Material:		Desmante		Longitud Total de Perforación		324 pies perf.	
Especificación:		Especificación		Hrs Guardia:		10.4	
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/und)
1.00	MANO DE OBRA						4.70
	Operador Empernador	1.00	tar	1.30	66.83	86.88	
	Ayudante Empernador	1.00	tar	1.30	53.78	69.91	
	Operador Telehandler	1.00	tar	1.30	60.31	78.40	
2.00	MATERIALES						17.43
	<u>Aceros de perforación</u>						
	Barra de perforación 12'	324	p.p		0.17	55.08	
	Brocas de 45 mm	324	p.p		0.23	73.74	
	Shank adapter	324	p.p		0.10	33.05	
	Coupling	324	p.p		0.03	8.72	
	Copas de Afilado	324	p.p		0.11	36.15	
	Afilador de brocas.	324	p.p		0.09	28.52	
	<u>Materiales</u>						
	Perno Helicoidal 7'	50	und		8.12	406.15	
	Cartuchos de Resina	200	und		0.68	135.38	
	Cartuchos de Cemento	150	und		0.34	50.77	
	Manguera de 1" (50 m)	3	m.		7.67	23.01	
	<u>Combustible</u>						
	Petroleo	8.38	gln		2.50	20.94	
3.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						0.39
	Implementos de seguridad	3.00	tar	1.30	2.74	10.69	
	Herramientas	1.00	tar	1.30	3.85	5.00	
	Lamparas Mineras	3.00	tar	1.30	1.02	3.96	
4.00	EQUIPOS						11.07
	Jumbo Frontonero	3.58	hr		130.56	467.84	
	Telehandler	2.00	hr		27.82	55.65	
	Bomba iptus	3.00	hr		10.00	30.00	
COSTO DIRECTO (US\$/und)							33.60
Gastos Generales					44%		14.78
Utilidad					10%		3.36
COSTO TOTAL (US\$/und)							51.73

Tabla 62
Análisis de precios unitarios

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		INST. MALLA ELECTROSOLDADA 4" x 4"		Rendimiento:		40 m2	
Unidad de Medida:		Metros Cuadrados		Tiempo:		4.5 min/m2 malla	
Unidad de Producción:		11.25 m2/operario		Hrs Guardía:		10.4	
Unidad de Medida:		1.00 m2					
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/m2)
1.00	MANO DE OBRA						3.92
	Operador de Jumbo	1.00	tar	1.30	66.83	86.88	
	Ayudante Operador de Jumbo	1.00	tar	1.30	53.78	69.91	
2.00	MATERIALES						6.82
	<u>Materiales</u>						
	Malla electrosoldada	40.00	m2		5.54	221.54	
	Ganchos	40.00	und		1.00	40.00	
	<u>Combustible</u>						
	Petroleo	4.50	gln		2.50	11.25	
3.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						0.49
	Implementos de seguridad	2.00	tar	1.30	2.74	7.13	
	Herramientas	2.00	tar	1.30	3.85	10.01	
	Lamparas Mineras	2.00	tar	1.30	1.02	2.64	
4.00	EQUIPOS						9.79
	Jumbo Frontonero	3.00	hr		130.56	391.68	
COSTO DIRECTO (US\$/m2)							21.03
Gastos Generales					44%		9.25
Utilidad					10%		2.10
COSTO TOTAL (US\$/m2)							32.38

Tabla 63
Análisis de precios unitarios

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		TRANSPORTE DE SHOTCRETE		Rendimiento:		12 m3	
Unidad de Medida:		Metros Cúbicos		Hrs Guardía:		10.4	
Unidad de Producción:		1.00 m3					
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/m3)
1.00	MANO DE OBRA						6.53
	Operador Mixer	1.00	tar	1.30	60.31	78.40	
2.00	MATERIALES						1.88
	<u>Materiales</u>						
	<u>Combustible</u>						
	Petroleo	9.00	gln		2.50	22.50	
3.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						0.82
	Implementos de seguridad	1.00	tar	1.30	2.74	3.56	
	Herramientas	1.00	tar	1.30	3.85	5.00	
	Lamparas Mineras	1.00	tar	1.30	1.02	1.32	
4.00	EQUIPOS						19.70
	Mixer	6.00	hr		39.39	236.35	
COSTO DIRECTO (US\$/m3)							28.93
Gastos Generales					44%		12.72
Utilidad					10%		2.89
COSTO TOTAL (US\$/m3)							44.54

Tabla 64
Análisis de precios unitarios

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		LANZADO DE SHOTCRETE			Rendimiento: 15 m3		
Unidad de Medida:		Metros Cúbicos			Hrs Guardia: 10.4		
<i>Calcular Precio</i>		<i>Calcular Precio</i>					
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/m3)
1.00	MANO DE OBRA						9.89
	Operador Alpha	1.00	tar	1.30	60.31	78.40	
	Ayudante Alpha	1.00	tar	1.30	53.78	69.91	
2.00	MATERIALES						2.12
	<u>Materiales</u>						
	Calibradores de 2"	15.00	und		0.62	9.23	
	<u>Combustible</u>						
	Petroleo	9.00	gln		2.50	22.50	
3.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						0.98
	Implementos de seguridad	2.00	tar	1.30	2.74	7.13	
	Herramientas	1.00	tar	1.30	3.85	5.00	
	Lamparas Mineras	2.00	tar	1.30	1.02	2.64	
4.00	EQUIPOS						22.82
	Alpha	6.00	hr		57.04	342.23	
COSTO DIRECTO (US\$/m3)							35.80
Gastos Generales					44%		15.75
Utilidad					10%		3.58
COSTO TOTAL (US\$/m3)							55.13

Tabla 65
Análisis de precios unitarios

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		INSTALCION DE CIMBRA METALICA			Rendimiento: 1.0 und		
Unidad de Medida:		Unidad			Hrs Guardia: 10.4		
<i>Calcular Precio</i>		<i>Calcular Precio</i>					
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/und)
1.00	MANO DE OBRA						231.96
	Cimbrero	1.00	tar	1.30	53.78	69.91	
	Ayudante Cimbrero	2.00	tar	1.30	47.25	122.85	
	Operador de Scooptram	0.50	tar	1.30	60.31	39.20	
2.00	MATERIALES						789.26
	<u>Materiales</u>						
	Cimbra Metalica de 5.00 x 4.00	1.00	Pza		735.00	735.00	
	Punta patilladora	80.00	p.p.		0.07	5.60	
	Aceite de Perforacion	0.50	Gal		9.45	4.73	
	Piedra de afilar	0.20	p.p.		16.54	3.31	
	<u>Combustible</u>						
	Petroleo	16.25	gln		2.50	40.63	
3.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						22.10
	Implementos de seguridad	3.50	tar	1.30	2.74	12.47	
	Herramientas	1.00	tar	1.30	3.85	5.00	
	Lamparas Mineras	3.50	tar	1.30	1.02	4.62	
4.00	EQUIPOS						232.81
	Scoops 6 yd3	2.50	hr		89.39	223.48	
	Patilladora	3.00	hr		3.11	9.33	
COSTO DIRECTO (US\$/und)							1,276.12
Gastos Generales					44%		561.23
Utilidad					10%		127.61
COSTO TOTAL (US\$/und)							1,964.96

Tabla 66*Costos directo de sostenimiento*

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
	Instalación de pernos helicoidales	50	und	1	33.6	1680	514.64	6.6540
	Instalación de malla electrosoldada	40	m2	1	21.03	841.2	257.69	3.3317
	Transporte de shotcrete	15	m3	1	28.93	433.95	132.93	1.7187
	Lanzado de shotcrete	15	m3	1	35.8	537	164.50	2.1269
	Cimbras Metalicas	3	und	1	735	2205	675.47	8.7333
Costo Directo (US\$/m)							1745.23	22.5646
Costo Total (US\$)							1483447.382	

d) Costo de sostenimiento con equipo empernador

El costo total de sostenimiento con equipo empernador es de 1,745.23 \$/m

5.2.7. Costo de SERVICIOS AUXILIARES

- Energía eléctrica (grupo electrógeno)
- Combustible
- Agua
- Aire comprimido
- Mano de obra
- Supervisión

Tabla 67

Totalizando todos estos rubros en la hoja “Servicios Auxiliares”.

Servicio	Método de cálculo	Estimado (USD/m)
Energía (grupo)	kWh × tarifa (\$/kWh)	2.31
Combustible	L/h × horas × \$/L	3.33
Agua industrial	m³ × tarifa	0.8
Aire comprimido	m³/min × \$/m³	2.5
Mano de obra técnica	Jornada/hombre	5.8
Supervisión	Proporcional a jornada	4
Otros (herramientas)	Estimado general	1.02

Total estimado = 2.31 + 3.33 + 0.80 + 2.50 + 5.80 + 4.00 + 1.02 = 19.76 \$/m

Costo total de servicios auxiliares: \$19.76/m

5.2.8. Costo de Ventilación

Tabla 68

Costos de ventilación

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
1	Ventilación						10.53	0.1362
	Ventilador 30,000 cfm	8	hr		2.61	20.84	6.38	0.0825
	Silenciadores 30,000 cfm	8	hr		1.69	13.54	4.15	0.0536

Costo de ventilación con ventilador remover LMT

El costo total de ventilación es de 10.53 \$/m

5.2.9. Costo de Bombeo

Tabla 69

Análisis de precios unitarios

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		ALQUILER DE BOMBA SUMERGIBLE 50 HP			Rendimiento:	1	mes
Unidad de Medida:		Mes			Hrs Guardia:	10.4	
Código de Clasificación:		MINERÍA - B.C.A.					
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/mes)
1.00	MANO DE OBRA						-
	Bombero Mina		tar			-	
2.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						-
	Implementos de seguridad		tar			-	
	Herramientas		tar			-	
	Lamparas Mineras		tar			-	
4.00	EQUIPOS						7,200
	Bomba Sumergible Maxi 50 hp	1.00	mes		7,200	7,200	
COSTO DIRECTO (US\$/mes)							7,200
Gastos Generales					44%		3,167
Utilidad					10%		720
COSTO TOTAL (US\$/mes)							11,087

Tabla 70

Análisis de precios unitarios

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
Partida:		ALQUILER DE BOMBA SUMERGIBLE 30 HP			Rendimiento:	1	mes
Unidad de Medida:		Mes					
Hrs Guardía:		10.4					
Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial (\$)	Costo (\$/mes)
1.00	MANO DE OBRA						-
	Bombero Mina		tar			-	
2.00	HERRAMIENTAS, EPP Y LAMPARA						-
	Implementos de seguridad		tar			-	
	Herramientas		tar			-	
	Lamparas Mineras		tar			-	
4.00	EQUIPOS						6,500
	Bomba Sumergible Matador 30 hp	1.00	mes		6,500	6,500	
COSTO DIRECTO (US\$/mes)							6,500
Gastos Generales					44%		2,859
Utilidad					10%		650
COSTO TOTAL (US\$/mes)							10,009

Tabla 71

Costos directo de ventilación y bombeo

Items	Descripción	Cantidad	Unidad	Factor	PU (\$)	Cto Parcial	Costo (\$/m)	Costo (\$/ton)
1	Ventilación						10.53	0.1362
	Ventilador 30,000 cfm	8	hr		2.61	20.84	6.38	0.0825
	Silenciadores 30,000 cfm	8	hr		1.69	13.54	4.15	0.0536
2	Bombeo						72.61	0.9388
	Bomba Sumergible 10 hp	5	hr		5	25	7.66	0.0990
	Bomba Sumergible 30 hp	10.4	hr		9.67	100.60	30.82	0.3984
	Bomba Sumergible 50 hp	10.4	hr		10.71	111.43	34.13	0.4413
Costo Directo (US\$/m)							83.14	1.07
Costo Total (US\$)							70669.38	

e) Costo de ventilación y bombeo

El costo total de ventilación y bombeo es de 83.14 \$/m

5.2.10. Gastos Generales

Tabla 72

Estructura de gastos generales

ESTRUCTURA DE GASTOS GENERALES								
PROYECTO DE PREPARACION PUAGIANCA – ROMINA 2								
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	INCIDENCIA	\$	BBSS	CTO MENSUAL (\$)	COSTO TOTAL (\$)
1.00	GASTOS OPERATIVOS LIMA							10,000
2.00	PERSONAL OPERATIVO MINA							104,739
	Personal de Operaciones							
2.01	Residente de Obra	Persona	1	1	8,312		8,312	
2.02	Jefe de Guardia	Persona	3	1	4,472		13,417	
	Personal de Soporte Operativo							
2.03	Jefe de Costos	Persona	1	1	3,586		3,586	
2.04	Asistente de Costos	Persona	1	1	2,700		2,700	
2.05	Geomecánico	Persona	1	1	4,768		4,768	
2.06	Topógrafo	Persona	2	1	2,110		4,219	
2.07	Ayudante Topografo	Persona	2	1	1,224		2,447	
	Personal de Seguridad, Ambiente y Salud							
2.08	Jefe de Seguridad	Persona	1	1	5,358		5,358	
2.09	Ingeniero de Seguridad	Persona	2	1	4,177		8,354	
	Personal de Mantenimiento							
2.10	Jefe de Mantenimiento	Persona	1	1	5,358		5,358	
2.11	Mecanico de Equipo Pesado 1	Persona	3	1	2,110		6,329	
2.12	Mecanico de Equipo Pesado 2	Persona	3	1	1,814		5,443	
2.13	Electricista de Equipo Pesado 1	Persona	3	1	2,110		6,329	
2.14	Electricista de Equipo Pesado 2	Persona	3	1	1,814		5,443	
2.15	Electricista Mina	Persona	2	1	1,519		3,038	
	Personal Administrativo							
2.16	Administrador de Obra	Persona	1	1	2,996		2,996	
2.17	Asistente Administrativo	Persona	1	1	2,110		2,110	
2.17	Asistenta Social	Persona	1	1	1,814		1,814	
2.18	Asistente Almacen	Persona	2	1	1,519		3,038	
2.19	Chofer de Camión Servicios - Cisterna	Persona	3	1	1,613		4,840	
2.20	Chofer de Camioneta Operaciones/Servicios	Persona	3	1	1,613		4,840	
3.00	GASTOS OPERATIVOS MINA							29,086
3.01	Alimentación del personal		90.0	21.0	9.23		17,446	
3.02	Mant. Campamentos-Oficinas-Otros		1.0	1.0	1,538		1,538	
3.03	Transp. Personal Romina / Pasco / Romina		34	3.0	12		1,255	
3.04	Transp. Personal Romina / Huancayo / Romina		56	3.0	18		3,102	
3.05	Transp. Personal Interno Campamento-Mina		1.0	1.0	3,692		3,692	
3.06	Exámenes Ingreso		90.0	0.1	46		346	
3.07	Exámenes Anual		90.0	0.1	63		475	
3.08	Lavandería		1.0	1.0	1,231		1,231	
4.00	MOVILIDAD SEDE							12,225
4.01	Camioneta de Operaciones y Servicios		2.0	1.0	2,700		5,400	
4.02	Camion Servicios		1.0	1.0	2,550		2,550	
4.03	Camión Cisterna Lubricador		1.0	1.0	2,550		2,550	
4.04	Combustible Camioneta de Operaciones / Servicios		200.0	2.0	2.5		1,000	
4.05	Combustible Camion Servicios		230.0	1.0	2.5		575	
4.06	Combustible Camion Cisterna Lubricador		60.0	1.0	2.5		150	
5.00	TRIBUTOS							754
5.01	Licencias de DISCAMEC		39.2	1.0	11		422	
5.02	Contratos de Trabajo		90.0	1.0	4		332	
6.00	EQUIPOS DE OFICINA Y OTROS							12,249
6.01	Herramientas de Gestión de Seguridad	mes	1.0	1.0	500		500	
6.02	EPP para Personal Gtos Grales	mes	40.0	1.0	32		1,285	
6.03	Lampara Minera	mes	35.0	1.0	21		746	
6.04	Detector de Gases	mes	4.0	1.0	355		1,420	
6.05	Equipo Topografía (estación total)	mes	1.0	1.0	350		350	
6.06	Caja Chica	mes	1.0	1.0	1,500		1,500	
6.07	Sistema Comunicación-Internet (enlace satelital)	mes	1.0	1.0	2,100		2,100	
6.08	Entretenimiento television y cable + 2 TV	mes	1.0	1.0	150		150	
6.09	Telefonia Celular	mes	5.0	1.0	46		231	
6.10	Telefonia Fijo	mes	1.0	1.0	77		77	
6.11	Radios de comunicación motorola	mes	20.0	1.0	46		923	
6.12	Computadora Personal	mes	2.0	1.0	85		171	
6.13	Computadora Escritorio	mes	10.0	1.0	29		295	
6.14	Impresora	mes	1.0	1.0	26		26	
6.15	Cámara Digital	mes	1.0	1.0	14		14	
6.16	Fletes	mes	2.0	1.0	1,231		2,462	
TOTAL GASTOS GENERALES							\$	169,054

Tabla 73

Factor de gasto general

FACTOR DE GASTO GENERAL				
Descripción	Unidad	Cantidades	Cto Directo	Valor
AVANCES LINEALES				
Rampa Negativa 5.0 x 4.5	m	340	689.7	234,509.1
Cámara 4.0 x 4.0	m	145	573.5	83,164.2
Cámara 4.0 x 3.0	m	15	541.8	8,126.3
Refugio 1.5 x 2.1		5	504.0	2,268.2
		505		
SOSTENIMIENTO				
Instalación Perno Helicoidal 7"	und	1,009	33.6	33,899.5
Malla Electrosoldada	m2	757	21.0	15,916.7
Transporte Shotcrete	m2	757	28.9	21,898.6
Lanzado Shotcrete	m3	757	35.8	27,102.7
Instalación de Cimbra Metálica	und	101	1,276.1	128,887.8
			Total (\$)	555,773
			Gasto Gral (6 meses):	1,014,322
			Factor de Gastos :	183%

DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS

Tabla 74

Dimensionamiento de equipos

Primera etapa		Segunda etapa	
Equipo	Cantidad	Equipo	Cantidad
Jumbo	1	Jumbo	1
Scoop	1	Scoop	1
Empernador	1	Empernador	1
Robot shotcrete	1	Robot shotcrete	1
Mixer	1	Mixer	1
Scaler	1	Scaler	1
Telehandler	1	Telehandler	1
Volquete	2	Volquete	4
	9		11

Tabla 75
Costo horario de equipos

COSTO HORARIO DE EQUIPOS								
EQUIPO	Jumbo	Empernador	Scoops 6 yd3	Scaler	Lanzador	Mixer	Telehandler	Volquete
Marca	ATLAS COPCO	ATLAS COPCO	CATERPILLAR	PAUS	NORMET	NORMET	MANITOU	MERCEDES BENZ
Modelo	S1D	BOLTEC S	R1600H	853-S8	ALPHA 20 TIER3	TORNADO S2	MTX1030ST	ACTROS 3344K
Precio Adquisición	510,000	560,000	550,000	400,000	198,000	149,000	120,000	157,000
Cuota/Mes de Leasing	15,653	17,188	16,881	12,277	6,077	4,573	3,683	4,819
Poliza TREC	178	196	192	140	69	52	42	55
(*) PU = póliza Trec + capital + intereses								
Años	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
Horas	7,000	7,000	15,000	12,000	10,000	10,000	12,000	15,000
Horas mínimas /mes	194	194	417	333	278	278	333	417
COSTO DE PROPIEDAD (\$/hr)	81.42	89.40	40.98	37.25	22.13	16.65	11.18	11.70
Lubricantes	0.77	0.77	2.93	0.69	0.53	0.51	2.59	0.70
Filtros	3.86	4.06	4.49	7.10	16.22	7.88	4.03	0.72
Perforación Drill 1 / Drill 2	33.47	35.50						
Llantas	4.05	4.29	14.48	3.73	1.65	3.74	5.00	4.60
Repuestos y Reparaciones	5.88	6.76	20.16	11.11	11.94	8.28	3.57	9.52
Otros	1.11	1.20	6.36	7.63	4.56	2.33	1.45	0.40
COSTO DE MANTENIMIENTO (\$/hr)	49.14	52.58	48.41	30.26	34.91	22.74	16.65	15.95
COSTO TOTAL (US\$/hora)	130.56	141.98	89.39	67.51	57.04	39.39	27.82	27.64
	Cto (US\$/hora)	Precio Adquisición						
Ventilador 30,000 cfm	2.61	1,251						
Silenciadores 30,000 cfm	1.69	812						
Bomba Sumergible 10 hp	5.00	2,400						

Tabla 76
Presupuesto movilización y desmovilización de equipos

Movilización - Desmovilización										
Presupuesto Estimado										
Movilización										
1 Etapa				2 Etapa			Desmovilización			
Equipos		Cantidad	Precio (\$)	Valor (\$)	Cantidad	Precio (\$)	Valor (\$)	Cantidad	Precio (\$)	Valor (\$)
Scoops 6 yd3		1	3,138	3,138	1	3,138	3,138	2	3,138	6,277
Jumbo Fronterero		1	2,615	2,615	1	2,615	2,615	2	2,615	5,231
Mixer		1	2,615	2,615	0	2,615	0	1	2,615	2,615
Alpha (lanzador)		1	2,615	2,615	0	2,615	0	1	2,615	2,615
Scaler (desatador)		1	2,615	2,615	1	2,615	2,615	2	2,615	5,231
Telehandler		1	2,615	2,615	1	2,615	2,615	2	2,615	5,231
Diversos		2	2,615	5,231	0	2,615	0	2	2,615	5,231
Costo Total				21,446			10,985			32,431
Flete de Movilización / Desmovilización por tipo de unidad de transporte										
Origen-Destino	Tipo de Carga	Tipo Unidad	Precio (\$)							
Lima-Romina	Equipos	Cama Baja (06 ejes)	1,662							
Lima-Romina	Equipos	Cama Baja (07 ejes)	2,185							
Lima-Romina	Equipos	Escolta	954							
Lima-Romina	Diversos	Camión 8 TN	2,615							

5.3. RESUMEN DE COSTO TOTAL

5.4. Costo de Ejecución

Tabla 77

Resumen de costos de ejecución

RESUMEN GENERAL DE COSTOS DE EJECUCIÓN DEL PROYECTO

LABOR MINERA	LONG m	Costos Unitarios		Costo Total
		\$/m	\$/ton	\$
Rampa (-) de 5.0 m x 4.5 m	850	4,693.31	55.42	3,989,310.21
Perforación		345.83	1.37	293,955.08
Voladura		156.23	2.02	132,791.72
Limpieza		141.18	1.83	120,003.59
Transporte		228.24	2.95	194,001.72
Regado y desatado		70.70	0.91	60,095.84
Sostenimiento		1,745.23	22.56	1,483,447.38
Ventilación		10.53	0.14	8,952.15
Bombeo		72.61	0.94	61,717.24
Costo Directo		2,770.55	32.72	2,354,964.71
Gastos Generales (44%)		1,219.04	14.40	1,036,184.47
Utilidad (10%)		277.05	3.27	235,496.47
Imprevistos (10%)		426.66	5.04	362,664.56
Cámara Carguío 4.0 m x 4.0 m	60	883.14	48,572.70	229616.40
Cámara Acumulación 4.0 m x 4.0 m	60	883.14	16.06	52988.40
Cámara Bombeo 4.0 m x 3.0 m	45	834.19	20.22	37538.55
Refugio 1.5 m x 2.1 m	22.5	776.12	71.68	17850.76
Cuneta 0.5 m x 0.5 m	736	45.38	52.81	38573.00
COSTO TOTAL		8,115.28	48,788.89	4,365,877.32

Fuente: Elaboración propia

Longitud total de la rampa principal = 850m

COSTO TOTAL CONSTRUCCIÓN RAMPA

Por consiguiente, la construcción de la rampa demandará un costo total ascendente a US\$ **4'365,877.32** incluidos todos los conceptos que intervienen en estos casos.

El costo total unitario asciende a **5,136.33** \$/m.l.

5.5. Tiempo de Ejecución

Tabla 78

Resumen de cronograma de actividades

CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES																										
PROYECTO CONSTRUCCION RAMPA PUAGIANCA - ROMINA 2																										
		Etapa 1											Etapa 2													
LABORES		Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total		
Rpa Negativa	5.0 x 4.5	40	80	70	40	50	70	70	35	55	510	85	20	80	80	75								340	850	
Cámara Acumulación Rpa	4.0 x 4.0			15			15			15	45			5	10									15	60	
Cámara de Carguio Rpa	4.0 x 4.0				45	20		15	50		130		65				65							130	260	
Cámara de Bombeo	4.0 x 3.0					15				15	30				15									15	45	
Refugio	1.5 x 2.1		3	2	2	2	2	6	2	2	18	2	2	2										5	23	
		40	83	87	87	87	87	91	87	87	733	87	87	87	105	75	65							505	1238	

Fuente: Elaboración propia

Se tiene:

Nº guardias/día = 02 (10h c/u)

Nº horas/guardia = 10hrs

Nº días/mes = 25días

Nº disp./día = 02

Avance/displ. = 3.27m

Avance/día = 6.54m/día

Avance/mes = $3.27 \times 25 \times 2 = 164$ m/mes

Longitud total de la rampa principal = 850m

Tiempo de ejecución rampa romina II = $850/164 = 5.18 \approx 6$ meses.

CONCLUSIONES

El presente proyecto de tesis denominado “Diseño y Construcción de la rampa para la extracción del cuerpo mineralizado; Compañía Minera Chungar S.A.C. grupo Volcan – Lima”, se desarrolló tratando en lo posible de evidenciar y dar respuesta a los objetivos e hipótesis planteados en la tesis; en función a ello se llegó a determinar las siguientes conclusiones:

- 1.- De los estudios geomecánicos del macizo rocoso en el área de influencia de la rampa proyectada, se obtuvieron parámetro sobre el macizo rocoso como: La Designación de la Calidad de Roca (RQD), cuyo valor determinado promedio es “54%” que representa una calidad del macizo rocoso “regular” referente, al Índice de Resistencia Geológica (GSI) realizada la interpretación del caso se llegó a determinar una puntuación de “52”, que equivale a decir que el macizo rocoso está considerado como roca “regular”. En cuanto a la Clasificación de la Masa Rocosa (RMR), se llegó a determinar un valor promedio de “55”, que significa que se trata de una calidad de roca tipificada como roca de calidad “regular”.

Finalmente se determinó Q de Barton (Índice de la Calidad del Túnel), es de “9” lo que significa que la roca está tipificada como roca de calidad “media”; valor que nos permite determinar la capacidad de soporte del terreno y la selección adecuada del sistema de sostenimiento, garantizando la estabilidad a largo plazo de la rampa. De la evaluación y análisis realizadas se determinó la presencia de roca caliza en gran parte del área del proyecto de la rampa.

- 2.- Una vez conocido y determinado los parámetros geomecánicos del macizo rocoso y las características de los equipos de acarreo y transporte se procedió a diseñar las características geométricas de la rampa: Donde la sección real de la rampa es de 21m^2 y una sección aparente de 5m de ancho por 4.5m de alto. Así mismo la longitud total de la rampa es de 850m, distribuyéndose su diseño y ejecución por tramos el primer tramo con dirección S60°W de 32m y pendiente de 1%; segundo tramo con curvatura de 20m de radio, longitud de 26m y pendiente de 1%; el tercer tramo dirección S8°E de 678m y pendiente de -12%, el cuarto y último tramo de la rampa tiene una dirección S15°E de 114m y pendiente - 3.86%.

Los parámetros técnicos de diseño del frente y construcción de la rampa, determinados en función a las características de la calidad y comportamiento del macizo rocoso, esta evidenciado por el número de taladros por frente de disparo que son 61 taladros de 3.84m de longitud y diámetro de 45mm, donde 47 taladros son cargados, y 4 taladros de alivio en

el arranque de corte quemado de 8 taladros y 14 taladros vacíos distribuidos en la periferie de la rampa para voladura controlada; perforados con jumbo electrohidráulico; el explosivo utilizado para fragmentar la roca es la emulsión emulsor de 5000, 3000 y 1000. Usando un total de 190.8kg de explosivo por frente; donde el factor de carga de la voladura es de 2.78 kg/m³ y el factor de potencia es de 1.11kg/TM a romper, en esas condiciones el avance neto obtenido es de 3.27m/disparo; la granulometría promedio obtenida por disparo en roca estéril oscila entre 6 a 8 pulgadas; para la ejecución de la longitud total de la rampa se determinó un número de disparos de 260.

3.- Para determinar los costos de ejecución de la rampa, se llegó a determinar en función: A la perforación y voladura por frente de 61 taladros con equipo jumbo electrohidráulico en un tiempo de 4.04 horas, a los explosivos, accesorios utilizados para la voladura y mano de obra determinándose que los costos de perforación y voladura ascienden a 1,641.34 \$/disparo: Así mismo la limpieza del material roto en un disparo con equipo scoop diésel de 6yd³ para una distancia de 200m hasta la cámara de acumulación los costos de limpieza ascienden a 461.55 \$/disparo de 171.49TM y los costos de transporte ascienden a 194,001.72 \$; los costos de ventilación, sostenimiento y servicios auxiliares ascienden a 1'614,212.61 \$, finalmente el costo total de la ejecución de la rampa principal incluido las labores auxiliares hacen un total de 4'365,877.32 \$ (dólares americanos).

En consecuencia: disponer o conocer los parámetros geomecánicos del macizo rocoso nos permitió realizar un diseño adecuado y pertinente sobre las características de la sección de la labor, el número de taladros y su distribución, la cantidad de explosivos a usar por taladro y frente, así como el avance lineal a obtener por disparo y la fragmentación adecuada para una limpieza del material roto; todo esto de manera segura y con eficiencias técnico económicas bastante significativas, comparados con realizar cálculos, diseños y ejecución de la rampa sin conocer de manera pertinente los parámetros del macizo rocoso.

RECOMENDACIONES

Se recomienda implementar un programa riguroso de mantenimiento preventivo de las instalaciones de la rampa y de su sostenimiento, con inspecciones regulares, reparaciones menores y monitoreo de daños, para alargar su vida útil y reducir costos a largo plazo.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

1. Bieniawski, Z. T., “Engineering Rock Mass Classifications”, A Wiley- Interscience, USA, 1989.
2. Pérez Marcavilca, Carlos Arturo. “Manual de Geomecánica en minería subterránea”, 2008.
3. Marcañaupa Curo, Rodolfo, la investigación titulada: “Perforación y voladura Basada en el RMR”. UNCP – 2008.
4. Ojeda Mestas, Rene W. Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea aplicando un Modelo Matemático de Áreas de Influencia. 1998.
5. Bustillo Revuelta Manuel. Manual de Evaluación y Diseño de Explotación de Minas; Universidad Politécnica de Madrid. 1997.
6. López Jimeno, Carlos/ Emilio López Jimeno. “Manual de perforación y voladura de rocas”, Edición Arias Montano. 2003.
7. EXSA Explosivos Manual práctico de voladura EXSA – Edición Especial. 2009.
8. Franco Méndez Carlos Reynaldo. Manual Perforación y Voladura de Rocas. Cusco – 2014.
9. Vidal Sánchez, Elmer. Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de Minas – “Apuntes del curso de Ingeniería de Explosivos” – 2005.
10. E. Hoek A.T. Brown. Excavaciones Subterráneas en Rocas. México. 1985.
11. Clemente Ignacio, Tomas. “Análisis de costos de operación en minería Subterránea y evaluación de proyectos mineros” – 2009.
12. Mediola Ochante Victor. Planeamiento y diseño de explotación subterránea. 2003.
13. Enrique Toledo G. Ingeniería de la explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas. 2014.
14. Caballero Romero Alejandro. Metodología de la Investigación Científica, Editorial Udegaf S.A. 2002.
15. Informes de Mina Chungar. 2022.

ANEXOS

Anexo 1

Interpretación de valores de GSI (Goodman, 1989)

GSI	Calida de ROCA	Tipo ROCA
$0 < \text{GSI} \leq 20$	My mala	V
$0 < \text{GSI} \leq 40$	Mala	IV
$0 < \text{GSI} \leq 60$	Regular	III
$0 < \text{GSI} \leq 80$	Buena	II
$0 < \text{GSI} \leq 100$	Muy buena	I

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño y construcción de labores mineras.

Anexo 2

Interpretación de valores de RQD (Deere, 1964)

RQD (%)	Calidad de la Roca
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño y construcción de labores mineras.

Anexo 3

Interpretación de valores de RMR (Bieniawski, 1989)

CLASE DE MACIZO ROCOSO							
RMR	0 – 20	21 – 30	31 – 40	41 – 50	51 – 60	61 – 80	81 – 100
DESCRIPCION	V Muy Mala	IVB Mala B	IVA Mala A	IIIB Regular B	IIIA Regular A	II Buena	I Muy Buena

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño y construcción de labores mineras.

Anexo 4

Interpretación del índice Q (Barton, 1974)

Tipo de roca	Valor de Q
Excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Extremadamente mala	0.01 - 0.1
Muy mala	0.1 - 1
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy Buena	40 - 100
Extremadamente buena	100 - 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño y construcción de labores mineras.

Determinación de Q – Barton

Estacion Geotécnica: EG-01

Q - BARTON (2002)

Valor de Q: 9

Rock Quality Designation RQD

Muy mala	0-25
Mala	25-50
Regular	50-75
Buena	75-90
Excelente	90-100

Quando RQD < 10, se utiliza un valor de 10 para Q.

RQD = 54

Numero de sets Jn

Roca masiva	0.5
Pocos sets aleatorios	1
1 set	2
1 Set + Random	3
2 sets	4
2 Sets + Random	6
3 sets	9
3 Sets + Random	12
4 Sets	15
Roca desintegrada	20

Jn = 12

Numero de rugosidad Jr

<u>Discontinua</u>	
Pulida	2
Suave	3
Rugosa	4
Rellena	1.5
<u>Ondulosa</u>	
Pulida	1.5
Suave	2
Rugosa	3
Rellena	1
<u>Plana</u>	
Pulida	0.5
Suave	1
Rugosa	1.5
Rellena	1
No hay contacto entre paredes	1

Espaciamiento mayor a 3 m (+1.0)

Jr = 4

Numero de alteración Ja

Bien trabadas	0.75
No alteradas, patinas locales	1
Ugeramente alteradas, patinas que no se ablandan	2
Patinas limo arenosas, poca arcilla, no se ablandan	3
Patinas de minerales arcillosos que se ablandan	4
Patinas de arena, libres de arcilla	6
Relleno que no se ablanda, espesor < 5mm	8
Relleno que se ablanda, espesor < 5mm	8-12
Rellenos expansivos	6-24

Ja = 2

Agua Jw

Seco (< 5L/m)	1
Moderado	0.7
Infiltración importante	0.3-0.5
Infiltración importante-con decaimiento	0.1-0.2
Infiltración importante-sin decaimiento	0.05-0.1

Jw = 1

Factor de reducción por esfuerzos

(Esfuerzo/Roca Intacta)	s1/UCS	SRF	s1/UCS DE E.G.
Cerca de superficie (Esfuerzos bajos)	~0	2.5	0.0872885
Esfuerzos bajos	0.01 a 0.1	1	
Esfuerzos moderados	0.1 a 0.2	0.5	
Esfuerzos altos	0.2 a 0.3	1 a 2	
Estallidos de roca o flujo plástico	0.3 a 0.4	5 a 10	
Grandes Estallidos de rocas/flujo plástico	>0.4	10 a 20	
Extremos Estallidos de roca/flujo plástico	>0.6	20 a 50	
Hinchamiento moderado		5 a 10	
Hinchamiento severo		10 a 15	

SRF1 = 1

(Factor para zonas discretas)

	SRF
No hay zonas débiles/discretas	0
Múltiples zonas débiles	10
Una zona débil con arcilla (<50m)	5
Una zona débil con arcilla (>50m)	2.5
Zonas múltiples de cizalle (sin arcilla)	7.5
Una zona de cizalle libre de arcilla (<50m)	5
Una zona de cizalle libre de arcilla (>50m)	2.5
Estructuras abiertas en forma de cubos	5

SRF2 =

SRF1 vs SRF2: El sistema Q el mayor valor de SRF

Anexo 5 (ESTACIONES GEOMECÁNICAS)

Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA				COORD.		334413 E, 8765663 N		COTA:		4847 msnm		REALIZADO		FECHA		HOJA							
		DIR. BUZAMIENTO		BUZAMIENTO		DESDE		HASTA		UBICACION:		Santa Cruz de Andamarca - Huaral - Lima		ZTS		12/12/2016		1 de 13							
E-01		281°		81°		0		20		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)															
TIPO DE ROCA						FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)										VALORA.					
A		%		B		%		N° Fract. / ml.		R. COMPRE. UNIAxIAL (MPa)		>250 (15)		100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)		1		7	
CALIZA		100		-		-		12		RQD %		90-100 (20)		X 75-90 (17)		X 50-75 (13)		(8) 25-50		(8) <25		(3) 2		15	
TIPO	ORIENTACION			ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios		ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		0,6-2 (15)		X 0,2-0,6 (10)		(8) 0,06-0,2		(5) < 0,06		(3) 3		10		
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR	CONDICION			PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	X 10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	1									
F-1	158°	22°	5,4	Cal-Ox-Arc	1-5 mm	-		DE	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	X 1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	3									
F-1	159°	24°	5,4	Cal-Ox-Arc	< 1 mm	-		JUNTAS	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6) <th>X Rugosa (5)</th> <th>X Lig.rugosa (3)</th>	X Rugosa (5)	X Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	4									
J1	004°	60°	3	Cal	< 1 mm	1ro		RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	X Duro> 5mm (2)	X Suave < 5 mm (1) <td>Suave > 5 mm (0)</td> <td>4D</td> <td>1</td>	Suave > 5 mm (0)	4D	1										
J1	008°	64°	1,2	Cal-Ox	1-2 mm	1ro		ALTERACION	Sana (6) <th>X Lig. Alterada. (5)</th> <th>X Mod.Alterada. (3)</th>	X Lig. Alterada. (5)	X Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	4										
J1	005°	65°	3	Cal	1 - 2 mm	1ro		AGUA SUBTERRANEA	Seco (15) <th>X Humedo (10)</th>	X Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10										
J2	170°	78°	3,4	Cal	< 1 mm	2ro		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =								55									
J2	185°	78°	3,4	Cal-Ox	< 1 mm	2ro		RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 51	40 - 31	30 - 21	20 - 0	III A									
J2	182°	78°	3	Cal-Ox	1 - 2 mm	2ro		DESCRIPCION		I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala									
J3	115°	30°	3	Cal-Ox	1	3ro		RL (NUMERO DE REBOTE)																	
J3	112°	32°	3	Cal-Ox	1	3ro		J	RQD	J	RQD														
J3	118°	30°	3	Cal-Ox	< 1 mm	3ro		5	91	15	55														
J4	242°	65°	2	Cal-Ox	1 - 2 mm	4ro		6	88	16	52														
J4	265°	68°	2	Cal-Ox	1 - 2 mm	4ro		7	84	17	48														
J4	253°	73°	2	Cal-Ox	1 - 2 mm	4ro		8	81	18	44														
								9	77	19	40														
								10	74	20	37														
								11	70	21	33														
								12	66	22	29														
								13	63	23	26														
								14	59	24	22														
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS				ABREVIACION DE TIPO DE ROCA																					
D	Diaclasa	Vt	Veta	DA	Dacita	TBX	Toba Brecha																		
F	Falla	Vtl	Vetilla	ABX	Autobrecha	MIN	Mineral																		
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO																									
Ox	Oxido	Cal	Calcita																						
Arc	Arcilla	Lm	Limos																						
Cb	Carbonatos	Py	Pirita																						
ABREVIACION				RANGO UCS (MPa)																					
ESPACIAMEN.				R1	1 - 5																				
1	> 2 m	R2	5 - 25																						
2	0.6 - 2 m	R3	25 - 50																						
3	0.2 - 0.6 m	R4	50 - 100																						
4	0.06 - 0.2 m	R5	100 - 250																						
5	< 0.06 m	R6	> 250																						

<

[illegible]

[illegible]

[illegible]

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS

PROYECTO:

**ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA
RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2**

Nº		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		COORD:		334283 E, 8765812 N		COTA:		4833 msnm		REALIZADO		FECHA		HOJA											
ESTACION		DIR. BUZAMIENTO		BUZAMIENTO		DESDE		HASTA		UBICACION: Santa Cruz de Andamarca - Huaral - Lima										ZTS		12/12/2016		5 de 13					
E-05		070°		66°		0		15		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																			
TIPO DE ROCA						FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)												VALORA.							
A		%		B		%		Nº Fract. / ml.		R. COMPRE. UNIAXIAL (MPa)		>250 (15)		100-250 (12)		X		50-100 (7)		X		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)		1 5			
CALIZA		100		-		-		12		RQD %		90-100 (20)		X		75-90 (17)		50-75 (13)		(8)		<25		(3) 2		17			
TIPO		ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		Comentarios		ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		X		0.6-2 (15)		0.2-0.6 (10)		(8)		< 0.06		(5) 3		15			
ESTRUC.		DIRECCION BUZ.		BUZAMIENTO		ESPACIAMIENTO		TIPO		ESPEJOR		CONDICION		PERSISTENCIA		<1m long. (6)		1-3 m Long. (4)		3-10m (2)		X		10-20 m (1)		> 20 m (0) 4A			
C		264°		70°		-		-		3ro		DE		ABERTURA		Cerrada (6)		<0.1mm apert. (5)		X		0.1-1.0mm (4)		1 - 5 mm (1)		> 5 mm (0) 4B			
J1		008°		66°		3,4		Cal		< 1 mm		2ro		JUNTAS		RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)		X		Rugosa (5)		X		Lisa (1)		Espejo de falla (0) 4C	
J1		005°		65°		3,4		Cal, Lm		< 1 mm		2ro				RELLENO		Limpia (6)		Duro < 5mm (4)		X		Duro> 5mm (2)		Suave < 5 mm (1)		Suave > 5 mm (0) 4D	
J2		264°		72°		3		Cal		1 - 2 mm		3ro				ALTERACION		Sana (6)		X		Lig. Alterada. (5)		Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2)		Descompuesta (0) 4E	
J2		262°		75°		3		Cal, Lim		1 - 2 mm		3ro		AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)		X		Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0) 5		10	
J3		176°		78°		3,4		Cal		< 1 mm		1ro		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =														62	
J3		172°		80°		3,4		Cal		< 1 mm		1ro		CLASE DE MACIZO ROCOSO														II	
J3		173°		77°		3,4		Cal, Lim		1 - 5 mm		1ro		RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0	
												DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		IIIA Regular A		IIIB Regular B		IVA Mala A		IVB Mala B		V Muy Mala			

[illegible]

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS

PROYECTO:

**ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA
RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2**

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		COORD:	COTA:	REALIZADO	FECHA	HOJA					
	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	UBICACION: Santa Cruz de Andamarca - Huaral - Lima									
E-07	070°	55°	0	5	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
TIPO DE ROCA					RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)									
A	%	B	%	Nº Fract. / ml.	R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (2) <5 (1) <1 (0)				
CALIZA	100	-	-	17	RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3) 2 (2) 1 (0)				
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios	VALORA.							
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR		ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	<0,06 (5)		
J1	145°	60°	3,4	Cal	1 - 5 mm	1ro	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)		
J1	155°	60°	3,4	Cal	1 - 5 mm	1ro	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)		
J1	160°	65°	3	Cal	< 1 mm	1ro	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		
J2	080°	72°	3,4	Cal	1 - 5 mm	2ro	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)		
J2	081°	68°	3	Cal, Lim	1 - 5 mm	2ro	ALTERACION	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod. Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)		
J2	083°	74°	3	Cal	< 1 mm	2ro	AGUA SUBTERRANEA	X Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		
J3	090°	03°	3,4	Cal	1 - 5 mm	3ro	VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 46							
J3	088°	03°	3,4	Cal, Lim	1 - 5 mm	3ro	CLASE DE MACIZO ROCOSO							
J3	087°	05°	3,4	Cal	<1 mm	3ro	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0
DESCRIPCION							I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala	III B

ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS			
D	Diaclasa	Vt	Veta
F	Falla	Vtl	Vetilla

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
DA	Dacita	TBX	Toba Brecha
ABX	Autobrecha	MIN	Mineral

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Cal	Calcita
Arc	Arcilla	Lm	Limos
Cb	Carbonatos	Py	Pirita

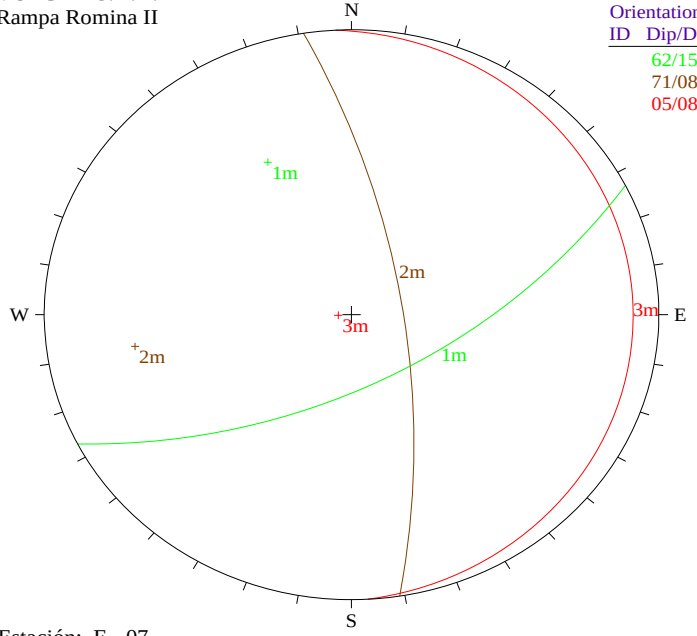
ABREVIACION ESPACIAMEN.		RANGO UCS (MPa)	
1	> 2 m	R1	1 - 5
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50
4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100
5	< 0.06 m	R5	100 - 250
		R6	> 250

RL (NUMERO DE REBOTE)			
J	RQD	J	RQD
5	91	15	55
6	88	16	52
7	84	17	48
8	81	18	44
9	77	19	40
10	74	20	37
11	70	21	33
12	66	22	29
13	63	23	26
14	59	24	22



VOLCAN S.A.A.
Rampa Romina II

Major Planes Orientations
ID Dip/Dir
62/153
71/081
05/087



Estación: E - 07

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS

PROYECTO:

**ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA
RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2**

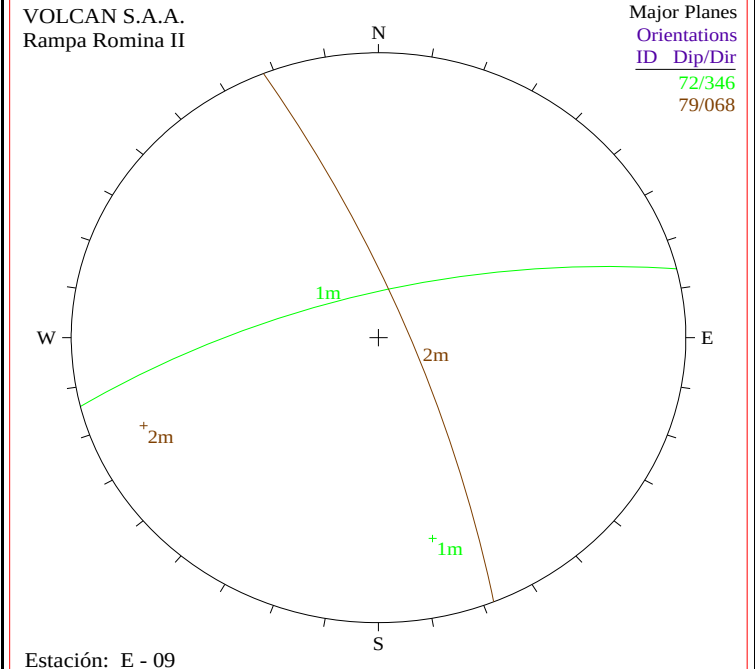
Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		COORD:	COTA:	REALIZADO	FECHA	HOJA																																																
	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	UBICACION: Santa Cruz de Andamarca - Hualal - Lima																																																				
E-08	182°	85°	0	10																																																					
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																																																									
TIPO DE ROCA					PARAMETRO																																																				
A % B %					R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)																																																				
CALIZA 100 -					>250 (15)																																																				
FRECUENCIA FRACTURA N° Fract. / ml. 12					100-250 (12)																																																				
					50-100 (7)																																																				
					25-50 (4)																																																				
					<25 (2) <5 (1) <1 (0)																																																				
					1 4																																																				
					RQD %																																																				
					90-100 (20)																																																				
					75-90 (17)																																																				
					50-75 (13)																																																				
					25-50 (8)																																																				
					<25 (3)																																																				
					2 13																																																				
					ESPACIAMIENTO (m)																																																				
					>2 (20)																																																				
					0,6-2 (15)																																																				
					0,2-0,6 (10)																																																				
					0,06-0,2 (8)																																																				
					< 0,06 (5)																																																				
					3 10																																																				
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION DIRECCION BUZ.		ESPACIAMIENTO	RELLENO TIPO ESPESOR		CONDICION DE JUNTAS		VALORA.																																																	
J1	182°	85°	3,4	Cal	1 - 5 mm	1ro	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1 4																																																
J1	186°	84°	3	Cal	0.1 - 1 mm	1ro	ABERTURA	Cerrada (6)	4 4																																																
J1	178°	82°	3	Cal	<1 mm	1ro	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	5																																																
J2	087°	80°	3,4	Cal	0.1 - 1 mm	2ro	RELLENO	Limpia (6)	3																																																
J2	088°	80°	3,4	Cal, Lim	0.1 - 1 mm	2ro	ALTERACION	Sana (6)	5																																																
J2	088°	80°	3,4	Cal	<1 mm	2ro	AGUA SUBTERRANEA	X Seco (15)	15																																																
J3	004°	78°	3,4	Cal	1 - 5 mm	3ro		Humedo (10)																																																	
J3	004°	75°	3,4	Cal, Lim	0.1 - 1 mm	3ro		Mojado (7)																																																	
J3	005°	72°	3,4	Cal	<1 mm	3ro																																																			
J	150°	30°	3	Cal	0.1 - 1 mm	ALT																																																			
J	348°	60°	3	Cal	0.1 - 1 mm	ALT																																																			
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 60																																																									
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 IIIA Regular A IIIB Regular B IVA Mala A IVB Mala B V Muy Mala																																																									
<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="4">RL (NUMERO DE REBOTE)</th> </tr> <tr> <th>J</th> <th>RQD</th> <th>J</th> <th>RQD</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>5</td><td>91</td><td>15</td><td>55</td></tr> <tr><td>6</td><td>88</td><td>16</td><td>52</td></tr> <tr><td>7</td><td>84</td><td>17</td><td>48</td></tr> <tr><td>8</td><td>81</td><td>18</td><td>44</td></tr> <tr><td>9</td><td>77</td><td>19</td><td>40</td></tr> <tr><td>10</td><td>74</td><td>20</td><td>37</td></tr> <tr><td>11</td><td>70</td><td>21</td><td>33</td></tr> <tr><td>12</td><td>66</td><td>22</td><td>29</td></tr> <tr><td>13</td><td>63</td><td>23</td><td>26</td></tr> <tr><td>14</td><td>59</td><td>24</td><td>22</td></tr> </tbody> </table>										RL (NUMERO DE REBOTE)				J	RQD	J	RQD	5	91	15	55	6	88	16	52	7	84	17	48	8	81	18	44	9	77	19	40	10	74	20	37	11	70	21	33	12	66	22	29	13	63	23	26	14	59	24	22
RL (NUMERO DE REBOTE)																																																									
J	RQD	J	RQD																																																						
5	91	15	55																																																						
6	88	16	52																																																						
7	84	17	48																																																						
8	81	18	44																																																						
9	77	19	40																																																						
10	74	20	37																																																						
11	70	21	33																																																						
12	66	22	29																																																						
13	63	23	26																																																						
14	59	24	22																																																						
<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="4">ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS</th> </tr> <tr> <th>D</th> <th>Vt</th> <th>Vt</th> <th>Vt</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>D</td> <td>Diaclasa</td> <td>Vt</td> <td>Veta</td> </tr> <tr> <td>F</td> <td>Falla</td> <td>Vtll</td> <td>Veilla</td> </tr> </tbody> </table>										ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS				D	Vt	Vt	Vt	D	Diaclasa	Vt	Veta	F	Falla	Vtll	Veilla																																
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS																																																									
D	Vt	Vt	Vt																																																						
D	Diaclasa	Vt	Veta																																																						
F	Falla	Vtll	Veilla																																																						
<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="4">ABREVIACION DE TIPO DE ROCA</th> </tr> <tr> <th>DA</th> <th>TBX</th> <th>MIN</th> <th>MIN</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>DA</td> <td>Dacita</td> <td>TBX</td> <td>Toba Brecha</td> </tr> <tr> <td>ABX</td> <td>Autobrecha</td> <td>MIN</td> <td>Mineral</td> </tr> </tbody> </table>										ABREVIACION DE TIPO DE ROCA				DA	TBX	MIN	MIN	DA	Dacita	TBX	Toba Brecha	ABX	Autobrecha	MIN	Mineral																																
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA																																																									
DA	TBX	MIN	MIN																																																						
DA	Dacita	TBX	Toba Brecha																																																						
ABX	Autobrecha	MIN	Mineral																																																						
<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="4">ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO</th> </tr> <tr> <th>Ox</th> <th>Arc</th> <th>Cal</th> <th>Cal</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Ox</td> <td>Oxido</td> <td>Cal</td> <td>Calcita</td> </tr> <tr> <td>Arc</td> <td>Arcilla</td> <td>Lm</td> <td>Limos</td> </tr> <tr> <td>Cb</td> <td>Carbonatos</td> <td>Py</td> <td>Pirita</td> </tr> </tbody> </table>										ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO				Ox	Arc	Cal	Cal	Ox	Oxido	Cal	Calcita	Arc	Arcilla	Lm	Limos	Cb	Carbonatos	Py	Pirita																												
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO																																																									
Ox	Arc	Cal	Cal																																																						
Ox	Oxido	Cal	Calcita																																																						
Arc	Arcilla	Lm	Limos																																																						
Cb	Carbonatos	Py	Pirita																																																						
<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">ABREVIACION ESPACIAMEN.</th> <th colspan="2">RANGO UCS (MPa)</th> </tr> <tr> <th>1</th> <th>> 2 m</th> <th>R1</th> <th>1 - 5</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>2</td> <td>0.6 - 2 m</td> <td>R2</td> <td>5 - 25</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>0.2 - 0.6 m</td> <td>R3</td> <td>25 - 50</td> </tr> <tr> <td>4</td> <td>0.06 - 0.2 m</td> <td>R4</td> <td>50 - 100</td> </tr> <tr> <td>5</td> <td>< 0.06 m</td> <td>R5</td> <td>100 - 250</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td>R6</td> <td>> 250</td> </tr> </tbody> </table>										ABREVIACION ESPACIAMEN.		RANGO UCS (MPa)		1	> 2 m	R1	1 - 5	2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25	3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50	4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100	5	< 0.06 m	R5	100 - 250			R6	> 250																				
ABREVIACION ESPACIAMEN.		RANGO UCS (MPa)																																																							
1	> 2 m	R1	1 - 5																																																						
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25																																																						
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50																																																						
4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100																																																						
5	< 0.06 m	R5	100 - 250																																																						
		R6	> 250																																																						
VOLCAN S.A.A. Rampa Romina II Major Planes Orientations ID Dip/Dir 84/182 80/088 75/004 Estación: E - 08																																																									

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS

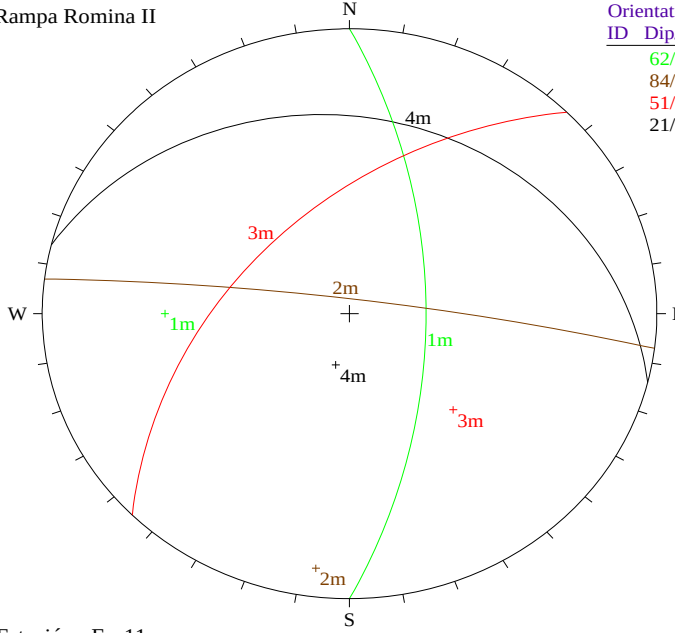
PROYECTO:

**ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA
RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2**

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		COORD:	COTA:	REALIZADO	FECHA	HOJA									
	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	UBICACION: Santa Cruz de Andamarca - Huaral - Lima													
E-09	070°	62°	0	15														
TIPO DE ROCA					VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)													
A	%	B	%	Nº Fract. / ml.	RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)					VALORA.								
CALIZA	100	-	-	10	R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1 7							
					RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2 13							
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios	ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3 10					
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR		PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A 1					
J1	346°	78°	3,4	Cal	1 - 5 mm	1ro	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B 4					
J1	347°	68°	3	Cal	0.1 - 1 mm	1ro	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	X Rugosa (5)	X Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C 4					
J1	345°	70°	3	Cal	0.1 - 1 mm	1ro	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D 1					
J2	068°	80°	3,4	Cal	0.1 - 1 mm	2ro	ALTERACION	Sana (6)	X Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E 5					
J2	066°	78°	3,4	Cal, Lim	1 - 5 mm	2ro	AGUA SUBTERRANEA X Seco (15)						Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5 15	
J2	070°	80°	3,4	Cal	< 1 mm	2ro												
					VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =								60					
					CLASE DE MACIZO ROCOSO								III A					
					RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0						
					DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala						
					RL (NUMERO DE REBOTE)													
					J	RQD	J	RQD										
					5	91	15	55										
					6	88	16	52										
					7	84	17	48										
					8	81	18	44										
					9	77	19	40										
					10	74	20	37										
					11	70	21	33										
					12	66	22	29										
					13	63	23	26										
					14	59	24	22										
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS					ABREVIACION DE TIPO DE ROCA													
D	Diaclasa	Vt	Veta	DA	Dacita	TBX	Toba Brecha											
F	Falla	Vtl	Vetilla	ABX	Autobrecha	MIN	Mineral											
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO																		
Ox	Oxido	Cal	Calcita															
Arc	Arcilla	Lm	Limos															
Cb	Carbonatos	Py	Pirita															
ABREVIACION ESPACIAMEN.					RANGO UCS (MPa)													
1	> 2 m	R1	1 - 5															
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25															
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50															
4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100															
5	< 0.06 m	R5	100 - 250															
		R6	> 250															



[illegible]

Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		COORD:		COTA:		REALIZADO		FECHA		HOJA											
		DIR. BUZAMIENTO		BUZAMIENTO		DESDE		HASTA		UBICACION:															
E-11		078°		75°		0		30		Santa Cruz de Andamarca - Huaral - Lima		ZTS		12/12/2016											
										VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)															
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)								VALORA.									
A		%		B		%		Nº Fract. / ml.		R. COMPRE. UNIAXIAL (MPa)		>250 (15)		100-250 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)		1		5			
CALIZA		100		-		-		12		RQD %		90-100 (20)		X 75-90 (17)		50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)		2		17	
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios	ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		X 0.6-2 (15)		0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (8)		< 0.06 (5)		3		13				
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR		CONDICION	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	X 10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	1										
J1	008°	85°	3	Cal	1 - 5 mm	2ro	DE	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0) <td>4B</td> <td>4</td>	4B	4										
J1	006°	82°	3	Cal	1 - 5 mm	2ro	JUNTAS	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	X Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0) <td>4C</td> <td>4</td>	4C	4										
J1	008°	85°	3	Cal, Lim	1 - 5 mm	2ro		RELLENO	Limpia (6)	X Duro< 5mm (4)	X Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0) <td>4D</td> <td>3</td>	4D	3										
J2	092°	60°	3	Cal	0.1 - 1 mm	1ro		ALTERACION	Sana (6)	X Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0) <td>4E</td> <td>5</td>	4E	5										
J2	088°	65°	3,4	Cal	1 - 5 mm	1ro	AGUA SUBTERRANEA		X Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0) <td>5</td> <td>15</td>	5	15										
J2	090°	60°	3	Cal	1 - 5 mm	1ro	VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =									67									
J3	315°	42°	3	Cal	1 - 5 mm	3ro	CLASE DE MACIZO ROCOSO									II									
J3	315°	60°	3	Cal, Lim	1 - 5 mm	3ro	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0											
J4	012°	20°	3	Cal, Lim	< 1 mm	4ro	DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala											
J4	015°	22°	3	Cal	1 - 5 mm	4ro																			
							RL (NUMERO DE REBOTE)																		
							J	RQD	J	RQD															
							5	91	15	55															
							6	88	16	52															
							7	84	17	48															
							8	81	18	44															
							9	77	19	40															
							10	74	20	37															
							11	70	21	33															
							12	66	22	29															
							13	63	23	26															
							14	59	24	22															
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS						ABREVIACION DE TIPO DE ROCA																			
D	Diaclasa	Vt	Veta	DA	Dacita	TBX	Toba Brecha																		
F	Falla	Vtl	Vetilla	ABX	Autobrecha	MIN	Mineral																		
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO																									
Ox	Oxido	Cal	Calcita																						
Arc	Arcilla	Lm	Limos																						
Cb	Carbonatos	Py	Pirita																						
ABREVIACION ESPACIAMEN.						RANGO UCS (MPa)						Estación: E - 11													
1	> 2 m	R1	1 - 5																						
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25																						
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50																						
4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100																						
5	< 0.06 m	R5	100 - 250																						
		R6	> 250																						

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS

PROYECTO:

ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA
RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		COORD:	334145 E, 8766129 N	COTA:	4836 msnm	REALIZADO	FECHA	HOJA						
	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	UBICACION:			Santa Cruz de Andamarca - Huaral - Lima			ZTS	12/12/2016	12 de 13				
E-12	064°	72°	0	15	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)												
TIPO DE ROCA					FRECUECIA FRACTURA		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)						VALORA.				
A		%	B		%	Nº Fract. / ml.		PARAMETRO									
FILITAS		100	-		-	12		R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X 25-50 (4)	X <25(2) <5(1) <1(0)	1 3		
								RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X 25-50 (8)	X <25	(3) 2 5		
								ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	X < 0,06	(5) 3 5		
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		Comentarios		CONDICION DE JUNTAS		PERSISTENCIA		<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	X 10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A 1
ESTRUC.	DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR			ABERTURA		Cerrada (6)		<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	X 1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B 1	
J1	065°	70°	4	Cal, Lim	1 - 5 mm	1ro		RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	X Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C 1	
J1	068°	65°	4	Cal, Lim	1 - 5 mm	1ro		RELLENO		Limpia (6)		Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	X Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D 1	
J1	070°	70°	3,4	Cal, Lim	1 - 5 mm	1ro		ALTERACION		Sana (6)		Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	X Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E 2	
J2	348°	70°	3	Cal, Lim	1 - 5 mm	2ro		AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)		X Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5 10	
J2	350°	72°	3,4	Cal, Lim	1 - 5 mm	2ro											
J2	350°	70°	3	Cal, Lim	1 - 5 mm	2ro											
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 29																	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																	
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0		IV B	
DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		IIIA Regular A		IIIB Regular B		IVA Mala A		IVB Mala B		V Muy Mala			
RL (NUMERO DE REBOTE)																	
J RQD J RQD																	
5 91 15 55																	
6 88 16 52																	
7 84 17 48																	
8 81 18 44																	
9 77 19 40																	
10 74 20 37																	
11 70 21 33																	
12 66 22 29																	
13 63 23 26																	
14 59 24 22																	
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS																	
D Diaclasa Vt Veta																	
F Falla Vtl Vetilla																	
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA																	
DA Dacita TBX Toba Brecha																	
ABX Autobrecha MIN Mineral																	
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO																	
Ox Oxido Cal Calcita																	
Arc Arcilla Lm Limos																	
Cb Carbonatos Py Pirita																	
ABREVIACION RANGO UCS (MPa)																	
ESPACIAMEN. R1 1 - 5																	
1 > 2 m R2 5 - 25																	
2 0.6 - 2 m R3 25 - 50																	
3 0.2 - 0.6 m R4 50 - 100																	
4 0.06 - 0.2 m R5 100 - 250																	
5 < 0.06 m R6 > 250																	
VOLCAN S.A.A. Rampa Romina II																	
Major Planes Orientations ID Dip/Dir 68/068 71/349																	
Estación: E - 12																	

[illegible]

Anexo 6 (SONDAJES)

DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles		Proyecto:		LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS												 PROYECTO ROMINA 2 COMPAÑIA MINERA CHUNGAR S.A.C.					
				ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2																	
SONDAJE		COORDENADAS		E :	334,371.15		N :	8,765,839.51		Cota :		-		Realiz:	E.A.V.C		Hoja		Pág.		
DDH-PGJ-17-037		ORIENTACION		Azimut :	350.00º		Inclinación :	-50.00º		Longitud:		267.00 m		Fecha:	febrero 2017		1 de 3		1		
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR											Descripción			
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condición de juntas (4)				Agua (5)	RMR Total						
0.00	104.40	104.40	COLV	Muy	R1	0	1	3	5	0	0	0	0	0	4	13	V	Muy Mala			
104.40	109.85	5.45	CLZ	San	R4	65	7	13	10	4	4	3	1	6	15	63	II	Buena			
109.85	113.20	3.35	CLZ-OX	Mod	R3	20	4	3	8	2	2	3	2	3	15	42	IIIB	Regular B			
113.20	116.50	3.30	CLZ	San	R4	70	7	13	10	2	2	3	2	6	15	60	IIIA	Regular A			
116.50	120.80	4.30	CLZ	Lig	R3	35	4	8	10	2	2	3	2	5	10	46	IIIB	Regular B			
120.80	124.20	3.40	CLZ	San	R4	62	7	13	10	4	4	3	2	6	15	64	II	Buena			
124.20	124.60	0.40	CLZ	Mod	R3	15	4	3	8	1	1	1	1	3	10	32	IVA	Mala A			
124.60	126.30	1.70	CLZ	San	R4	60	7	13	10	4	4	3	2	6	15	64	II	Buena			
126.30	131.20	4.90	CLZ	Mod	R3	24	4	3	8	1	1	3	2	3	10	35	IVA	Mala A			
131.20	133.80	2.60	CLZ	Lig	R4	45	7	8	10	2	2	3	2	5	15	54	IIIA	Regular A			
133.80	134.20	0.40	F	Muy	R1	0	1	3	5	0	0	0	0	0	4	13	V	Muy Mala			
134.20	135.40	1.20	CLZ	Mod	R2	15	2	3	8	1	1	1	1	3	7	27	IVB	Mala B			
135.40	136.40	1.00	CLZ	Lig	R4	70	7	13	10	2	2	3	2	5	10	54	IIIA	Regular A			
136.40	141.20	4.80	CLZ	Mod	R2	10	2	3	8	1	1	1	0	3	7	26	IVB	Mala B			
141.20	145.50	4.30	CLZ	Lig	R3	40	4	8	10	2	2	3	2	5	15	51	IIIA	Regular A			
145.50	147.90	2.40	CLZ	Mod	R2	8	2	3	8	1	1	1	1	3	7	27	IVB	Mala B			
147.90	149.60	1.70	CLZ	Lig	R3	45	4	8	10	1	1	3	2	5	10	44	IIIB	Regular B			
149.60	153.20	3.60	F-CLZ	Muy	R1	5	1	3	8	0	0	0	0	2	4	18	V	Muy Mala			
153.20	154.10	0.90	CLZ	Mod	R3	38	4	8	8	2	2	3	2	3	15	47	IIIB	Regular B			
154.10	161.90	7.80	CLZ-OX	Mod	R2	15	2	3	8	1	1	1	1	3	10	30	IVB	Mala B			
Litología		Resistencia de la roca intacta MPa				VALORACION DEL MACIZO ROCOSO															
F	Falla	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla			1 - 5	RESIST. COMP. UNIAX.		>250 (15)		100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)		1		
CLZ	Caliza						R Q D (%)		90-100 (20)		75-90 (17)		50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)		2		
COLV	Coluvial	R2	Se desconcha con dificul. c/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.			5 - 25	ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		0,6-2 (15)		0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (8)		<0.06 (5)		3		
BITM	Bituminosa						COND. DE JUNTAS	Persistencia	<1 m (6)		1-3 m (4)		3-10 m (2)		10-20 m (1)		>20 m (0)		4A		
CARB	Carbonato	R3	No se raya ni desconcha c/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.			25 - 50		Apertura	Cerrada (6)		<0.1 mm (5)		0.1-1 mm (4)		1 - 5 mm (1)		>5 mm (0)		4B		
OX	Oxido							Rugosidad	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)		Lig. rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo falla (0)		4C		
Grado de alteración		R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.			50 - 100		Relleno	Limpia (6)		Duro <5mm (4)		Duro >5mm (2)		Suave <5 mm (1)		Suave >5 mm (0)		4D		
San	Sano							Alteración	Sana (6)		Lig. Altera (5)		Mod.Alterada (3)		Muy Alterada (2)		Descompuesta (0)		4E		
Lig	Ligero	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.			100 - 250	AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)		Húmedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)		5		
Mod	Moderado						RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0
Muy	Muy alterado	R6	Solo se rompe esquir las c/ la picota.			>250	DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		IIIA Regular A		IIIB Regular B		IVA Mala A		IVB Mala B	V Muy Mala	

DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles		Proyecto:		LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS										 PROYECTO ROMINA 2 COMPAÑIA MINERA CHUNGAR S.A.C.							
				ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2																	
SONDAJE		COORDENADAS		E :	334,371.15		N :	8,765,839.51		Cota :		-		Realiz:	E.A.V.C		Hoja		Pág.		
DDH-PGJ-17-037		ORIENTACION		Azimut :	350.00°		Inclinación :	-50.00°		Longitud:		267.00 m		Fecha:	febrero 2017		2 de 3		2		
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR										Descripción				
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condición de juntas (4)				Agua (5)	RMR Total						
							Per	Ap	Rug	Rel	Alt										
161.90	166.20	4.30	F-CLZ	Muy	R1	10	1	3	8	0	0	0	0	2	4	18	V	Muy Mala			
166.20	168.80	2.60	CLZ-OX	Mod	R3	28	4	8	8	1	1	3	1	3	10	39	IVA	Mala A			
168.80	174.25	5.45	CLZ	Lig	R4	40	7	8	8	2	1	1	2	5	15	49	IIIB	Regular B			
174.25	174.80	0.55	CLZ-OX	Mod	R2	20	2	3	8	1	1	1	1	3	10	30	IVB	Mala B			
174.80	177.20	2.40	CLZ-BITUM	Lig	R4	56	7	13	10	2	1	3	2	5	15	58	IIIA	Regular A			
177.20	182.50	5.30	CLZ-BITUM	Mod	R3	30	4	8	8	2	1	1	1	3	10	38	IVA	Mala A			
182.50	185.05	2.55	CLZ-CARB	Lig	R4	65	7	13	10	4	1	3	2	5	15	60	IIIA	Regular A			
185.05	185.30	0.25	CLZ-CARB	Lig	R2	0	2	3	8	1	1	1	1	3	10	30	IVB	Mala B			
185.30	191.10	5.80	CLZ-CARB	San	R5	72	12	13	10	4	4	5	4	6	15	73	II	Buena			
191.10	194.15	3.05	CLZ	San	R4	40	7	8	8	2	1	1	2	6	15	50	IIIB	Regular B			
194.15	205.85	11.70	CLZ	San	R4	55	7	13	8	2	4	3	2	6	15	60	IIIA	Regular A			
205.85	208.90	3.05	CLZ	San	R3	30	4	8	8	2	1	1	2	6	15	47	IIIB	Regular B			
208.90	209.20	0.30	CLZ	Lig	R2	10	2	3	5	1	0	1	2	5	15	34	IVA	Mala A			
209.20	212.20	3.00	CLZ	San	R4	56	7	13	8	2	4	3	1	6	15	59	IIIA	Regular A			
212.20	217.60	5.40	CLZ	San	R5	70	12	13	10	4	4	3	2	6	15	69	II	Buena			
217.60	218.40	0.80	CLZ	Lig	R3	20	4	3	8	2	1	3	1	5	15	42	IIIB	Regular B			
218.40	223.75	5.35	CLZ	San	R5	72	12	13	10	4	4	5	2	6	15	71	II	Buena			
223.75	227.60	3.85	CLZ	Lig	R4	50	7	8	8	4	4	3	2	5	15	56	IIIA	Regular A			
227.60	232.00	4.40	CLZ	San	R5	75	12	13	15	4	4	3	4	6	15	76	II	Buena			
232.00	232.40	0.40	F	Muy	R2	10	2	3	8	1	1	1	1	2	10	29	IVB	Mala B			
Litología		Resistencia de la roca intacta MPa				VALORACION DEL MACIZO ROCOSO															
F	Falla	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla			1 - 5	RESIST. COMP. UNIAX.		>250 (15)		100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)		1		
CLZ	Caliza						R Q D (%)		90-100 (20)		75-90 (17)		50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)		2		
COLV	Coluvial	R2	Se desconcha con dificul. c/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.			5 - 25	ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		0,6-2 (15)		0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (8)		<0.06 (5)		3		
BITM	Bituminosa						COND. DE JUNTAS	Persistencia	<1 m (6)		1-3 m (4)		3-10 m (2)		10-20 m (1)		>20 m (0)		4A		
CARB	Carbonato	R3	No se raya ni desconcha c/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.			25 - 50		Apertura	Cerrada (6)		<0.1 mm (5)		0.1-1 mm (4)		1 - 5 mm (1)		>5 mm (0)		4B		
OX	Oxido							Rugosidad	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)		Lig. rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo falla (0)		4C		
Grado de alteración		R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.			50 - 100		Relleno	Limpia (6)		Duro <5mm (4)		Duro >5mm (2)		Suave <5 mm (1)		Suave >5 mm (0)		4D		
San	Sano							Alteración	Sana (6)		Lig. Altera (5)		Mod.Alterada (3)		Muy Alterada (2)		Descompuesta (0)		4E		
Lig	Ligero	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.			100 - 250	AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)		Húmedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)		5		
Mod	Moderado						RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0
Muy	Muy alterado	R6	Solo se rompe esquir las c/ la picota.			>250	DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		IIIA Regular A		IIIB Regular B		IVA Mala A		IVB Mala B	V Muy Mala	

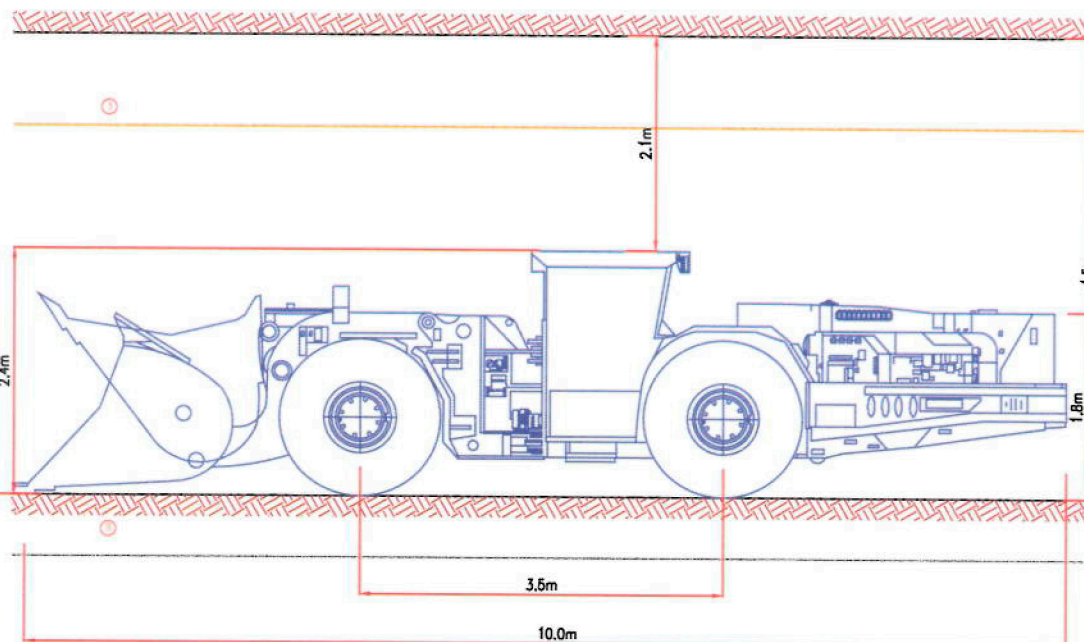
[illegible]

DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles		LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS													 PROYECTO ROMINA 2 COMPAÑIA MINERA CHUNGAR S.A.C.						
		Proyecto:		ESTUDIO GEOMECANICO CONCEPTUAL DE LA RAMPA DE EXPLORACIÓN ROMINA 2																	
SONDAJE		COORDENADAS		E :	334,311.73		N :	8,766,198.95		Cota :		-		Realiz:	E.A.V.C		Hoja		Pág.		
DDH-PGJ-17-038		ORIENTACION		Azimut :	0.00°		Inclinación :	-90.00°		Longitud:		87.40 m		Fecha:	febrero 2017		1	de 2	4		
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR											Descripción			
Desde (m)	Hasta (m)						RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condición de juntas (4)				Agua (5)	RMR Total						
0.00	2.90	2.90	COLV	Muy	R1	0	1	3	5	0	0	0	0	0	4	13	V	Muy Mala			
2.90	8.50	5.60	CLZ	Lig	R3	50	4	8	10	4	4	3	2	5	10	50	IIIB	Regular B			
8.50	8.70	0.20	CLZ-F	Muy	R2	0	2	3	8	1	0	1	0	2	7	24	IVB	Mala B			
8.70	12.90	4.20	CLZ	San	R5	78	12	17	10	2	4	3	4	6	15	73	II	Buena			
12.90	15.90	3.00	CLZ	Lig	R3	22	4	3	8	2	4	3	2	5	10	41	IIIB	Regular B			
15.90	16.90	1.00	CLZ	Muy	R2	0	2	3	5	1	0	0	1	2	7	21	IVB	Mala B			
16.90	19.10	2.20	CLZ	Lig	R4	36	7	8	8	2	4	3	2	5	10	49	IIIB	Regular B			
19.10	19.90	0.80	CLZ	Muy	R2	12	2	3	8	2	1	1	1	2	7	27	IVB	Mala B			
19.90	20.35	0.45	CLZ	Lig	R4	40	7	8	8	2	1	3	2	5	15	51	IIIA	Regular A			
20.35	21.70	1.35	CLZ-F	Muy	R2	15	2	3	5	1	1	1	0	2	4	19	V	Muy Mala			
21.70	23.40	1.70	CLZ	Mod	R3	34	4	8	8	2	4	3	1	3	10	43	IIIB	Regular B			
23.40	29.20	5.80	CLZ	San	R5	65	12	13	10	4	4	3	2	6	15	69	II	Buena			
29.20	29.70	0.50	CLZ-F	Muy	R2	20	2	3	8	1	1	0	1	2	7	25	IVB	Mala B			
29.70	36.90	7.20	CLZ	Lig	R3	48	4	8	8	2	4	3	2	5	10	46	IIIB	Regular B			
36.90	48.50	11.60	CLZ	San	R5	70	12	13	10	4	4	3	4	6	15	71	II	Buena			
48.50	49.55	1.05	CLZ	Mod	R3	28	4	8	8	2	4	1	1	3	10	41	IIIB	Regular B			
49.55	52.50	2.95	CLZ	Lig	R3	36	4	8	10	4	1	3	1	5	15	51	IIIA	Regular A			
52.50	54.70	2.20	CLZ	San	R4	62	7	13	10	4	4	5	2	6	15	66	II	Buena			
54.70	55.30	0.60	CLZ	Lig	R3	10	4	3	5	2	1	1	1	5	15	37	IVA	Mala A			
55.30	56.35	1.05	CLZ	San	R4	70	7	13	10	4	4	5	4	6	15	68	II	Buena			
Litología		Resistencia de la roca intacta MPa				VALORACION DEL MACIZO ROCOSO															
F	Falla	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla			1 - 5	RESIST. COMP. UNIAX.		>250 (15)		100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)		1		
CLZ	Caliza						R Q D (%)		90-100 (20)		75-90 (17)		50-75 (13)		25-50 (8)		<25 (3)		2		
COLV	Coluvial	R2	Se desconcha con dificul. c/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.			5 - 25	ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)		0,6-2 (15)		0.2-0.6 (10)		0.06-0.2 (8)		<0.06 (5)		3		
BITM	Bituminosa						COND. DE JUNTAS	Persistencia	<1 m (6)		1-3 m (4)		3-10 m (2)		10-20 m (1)		>20 m (0)		4A		
CARB	Carbonato	R3	No se raya ni desconcha c/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.			25 - 50		Apertura	Cerrada (6)		<0.1 mm (5)		0.1-1 mm (4)		1 - 5 mm (1)		>5 mm (0)		4B		
OX	Oxido							Rugosidad	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)		Lig. rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo falla (0)		4C		
Grado de alteración		R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.			50 - 100		Relleno	Limpia (6)		Duro <5mm (4)		Duro >5mm (2)		Suave <5 mm (1)		Suave >5 mm (0)		4D		
San	Sano							Alteración	Sana (6)		Lig. Altera (5)		Mod.Alterada (3)		Muy Alterada (2)		Descompuesta (0)		4E		
Lig	Ligero	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.			100 - 250	AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)		Húmedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)		5		
Mod	Moderado						RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0
Muy	Muy alterado	R6	Solo se rompe esquir las c/ la picota.			>250	DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		IIIA Regular A		IIIB Regular B		IVA Mala A		IVB Mala B	V Muy Mala	

[illegible]

Anexo 7 (PLANOS)

SECCIÓN LONGITUDINAL



NOTA:

- Para la instalación de los servicios (aire, agua, y mangueras de ventilación) los puntos de soporte serán ubicados o replanteados por topografía, según los estándares establecidos.
- La Empresa Contratista Minera, está obligado a dejar perforado los canchamos de soporte para la instalación de servicios según indicación topográfica.
- Se construirá refugios en todo el Túnel (3.0x2.50x1.50m) en tangentes cada 60 metros, según replanteo topográfico.
- Se considerará en la ejecución una sobre rotura máxima del 10% en base al diseño de la sección.

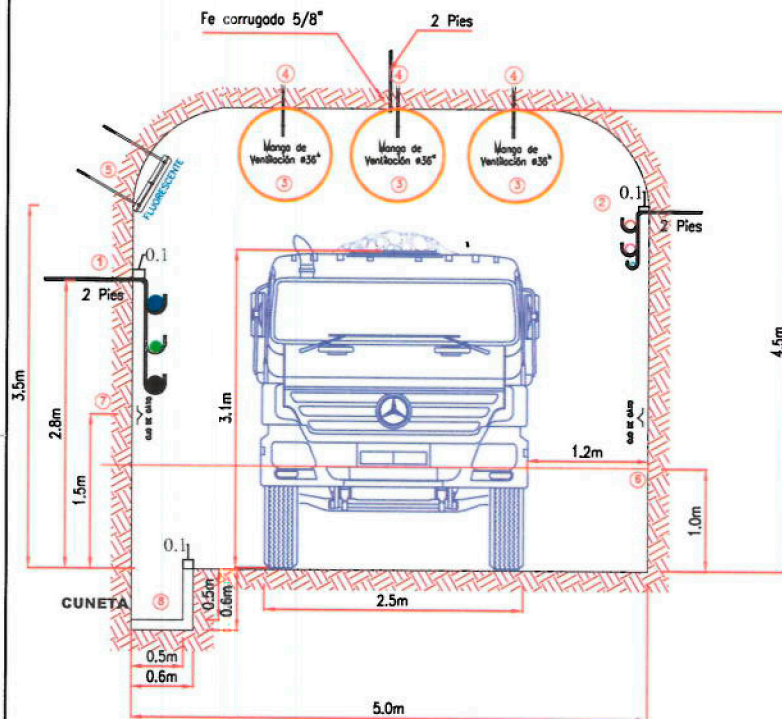
NOMBRES		FECHA	NOMBRES		FECHA	ESTADO DE RECHUBO	
ASISTENCIA	SUP. DE PROYECTO WMA	08-08-2008	SUP. DE PROYECTO	08-08-2008	DESCRIPCION	SECCION TIPICA DE LA RAMPA CON SCOOPTRAM DE 6 YD3	NOTAS
	SUP. DE DPT. Y P.M.A.	08-08-2008	SUP. DE MANTO DPT.	08-08-2008			
	SUP. DE WMA	08-08-2008	SUP. DE VERIFICACION	08-08-2008			
	SUP. INGENIERO	08-08-2008	SUP. DE INSPECCION	08-08-2008			
	SUP. WMA MAC. CEMENTOS	08-08-2008	SUP. DE SERVICIOS	08-08-2008			
	SUP. DE CONSULTORIA	08-08-2008	ENCARGADO PROYECTO	08-08-2008			
					1/20	WCS-04	WMA-04

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOS MINA

SECCION TIPICA DE LA RAMPA
CON SCOOPTRAM DE 6 YD3

Número de Plazo

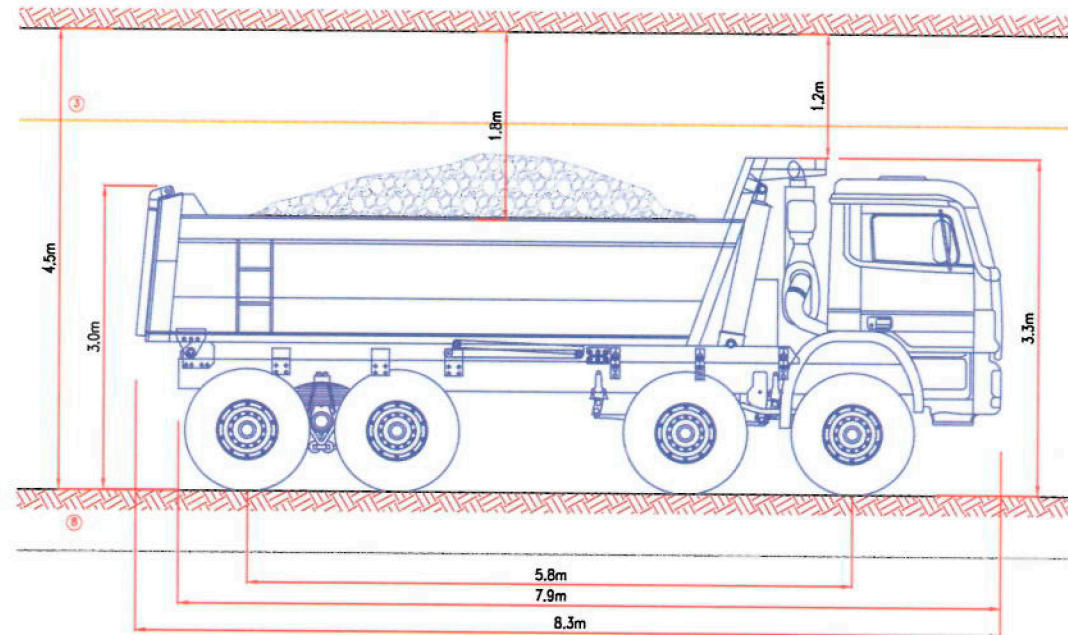
SECCIÓN TRANSVERSAL



LEYENDA

1	Alcayatas de fierro corrugado 1.0"Ø cada 3.00 m. (Agua, Aire y Bombeo).
2	Alcayata de fierro corrugado 3/4"Ø cada 3.00 m. (Energía, flexión y fibra optica).
3	Manga de ventilación de 36" Ø
4	Pernos Helecoldales 19 mm. 2 pies para Manga de Ventilación cada 3.00 m.
5	Pernos Helecoldales 19 mm. 2 pies, cada 20.0 m.
6	Tarugo de madera con clavo (Gradiente), cada 20 metros del piso de la labor a 1.00m. y con puntos reflexivos
7	Ubicación ojos de gato
8	Cuneta

SECCIÓN LONGITUDINAL



NOTA:

- Para la instalación de los servicios (aire, agua, y mangas de ventilación) los puntos de soporte serán ubicados o replanteados por topografía, según los estándares establecidos.
- La Empresa Contratista Minera, está obligado a dejar perforado los canchales de soporte para la instalación de servicios según indicación topográfica.
- Se construirá refugios en todo el Túnel (3.0x2.50x1.50m) en tangentes cada 50 metros, según replanteo topográfico.
- Se considerará en la ejecución una sobre rotura máxima del 10% en base al diseño de la sección.

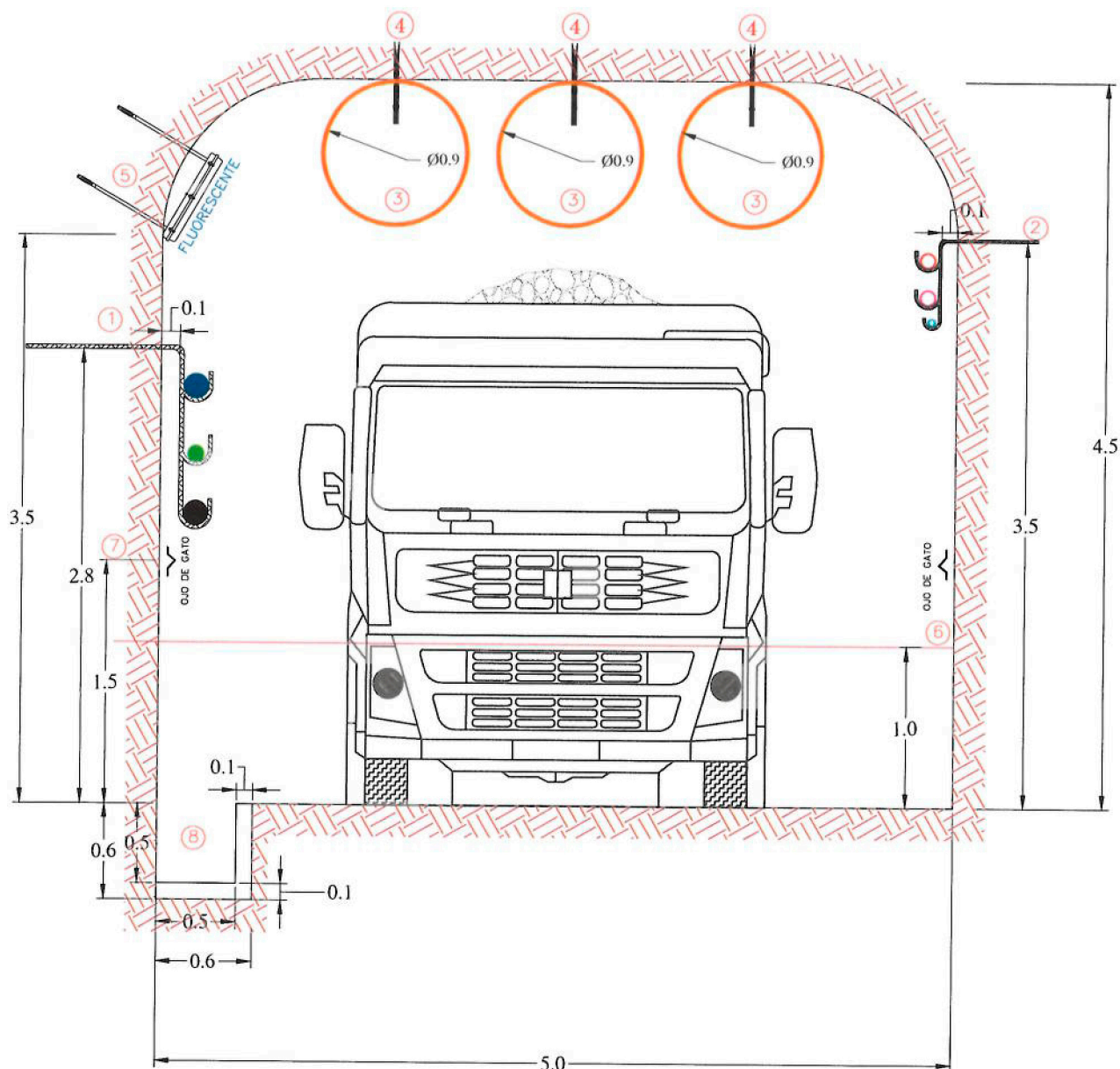
CHUNGAR

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOS MINA



NOMBRES		FECHA	NOMBRES		FECHA	ESTUDIO DE FACTIBILIDAD	
APROBACIÓN	SUP. DE PROYECTO MINA	03-08-2020	INGENIERIA	JEFE DE PROYECTO	03-08-2020	DISEÑO	SECCIÓN TÍPICA DE LA RAMPA CON CAMIÓN
	SUP. DE APO. Y PUNTO	03-08-2020		JEFE DE MANT. ELÉCT.	03-08-2020		
	SUP. DE MANT.	03-08-2020		JEFE DE VENTILACIÓN	03-08-2020		
	SUP. SEGURIDAD	03-08-2020		JEFE DE APOYOS	03-08-2020		
	SUP. MANT. MEC. ELÉCTRICOS	03-08-2020		JEFE DE SERVICIOS	03-08-2020		
JEFE DE COMANDO		03-08-2020	DISEÑO PROYECTO		03-08-2020	1/50	NÚMERO DE PLANO ROM01-MI-003-CAMIÓN 03

SECCIÓN TÍPICA 5.0 x 4.5



LEYENDA

- | | |
|---|--|
| ① | Alcayatas de fierro corrugado 1.0"Ø cada 3.00 m. (Agua, Aire y Bombeo). |
| ② | Alcayata de fierro corrugado 3/4Ø cada 3.00 m. (Energía, flexon y fibra optica). |
| ③ | Manga de ventilación de 36" Ø |
| ④ | Pernos Helecooidales 19 mm. 2 pies para Manga de Ventilacion cada 3.00 m. |
| ⑤ | Pernos Helecooidales 19 mm. 2 pies, cada 20.0 m. |
| ⑥ | Tarugo de madera con clavo (Gradiente). cada 20 metros del piso de la labor a 1.00m. y con puntos reflexivos |
| ⑦ | Ubicación de ojos de gato |
| ⑧ | cuneta |

NOTA:

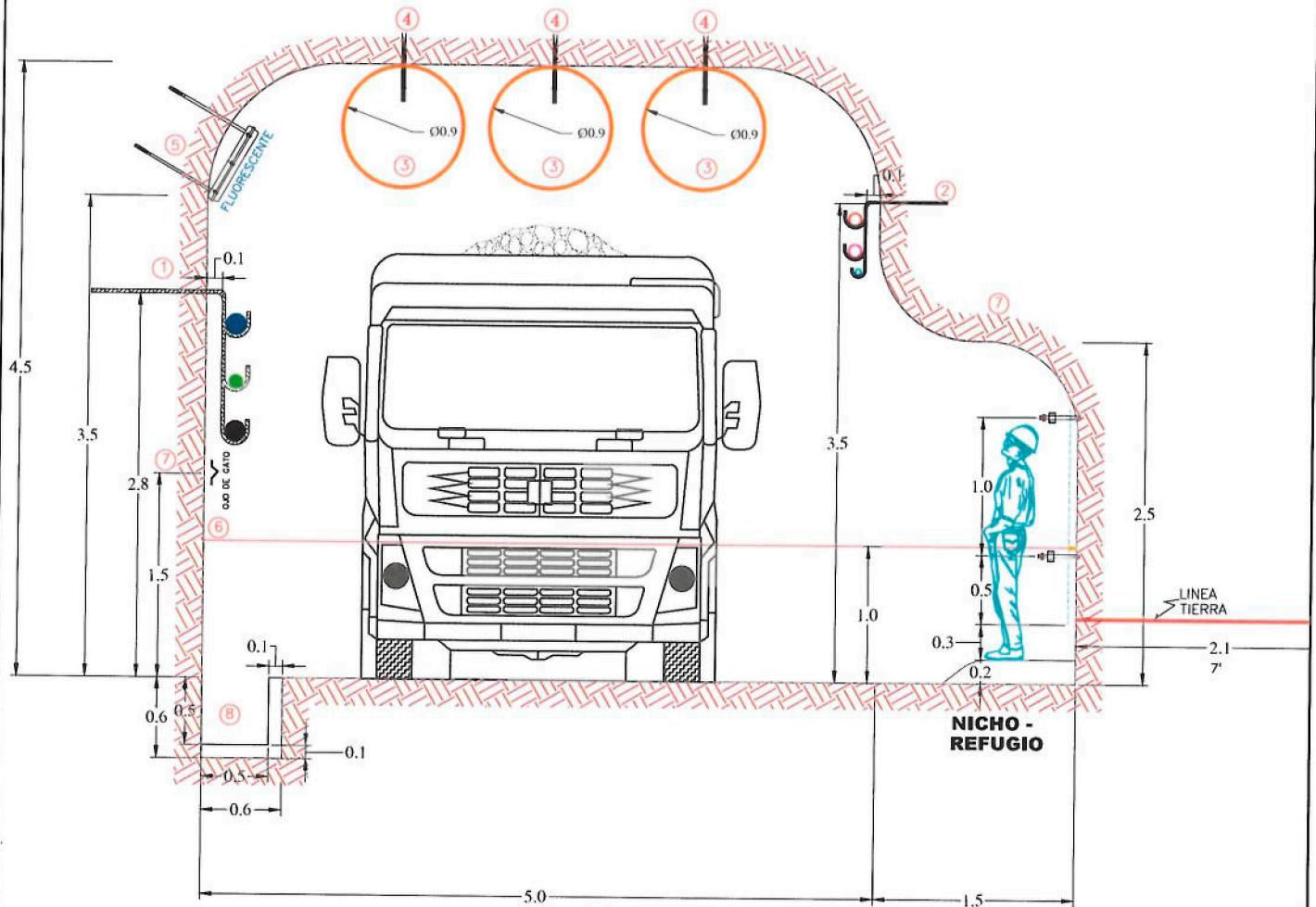
- Para la instalación de los servicios (aire, agua, y mangueras de ventilación) los puntos de soporte serán ubicados o replanteados por topografía, según los estándares establecidos.
- La Empresa Contratista Minera, está obligado a dejar perforado los canchales de soporte para la instalación de servicios según indicación topográfica.
- Se construirá refugios en todo el Túnel (3.0x2.50x1.50m) en tangentes cada 50 metros. según replanteo topográfico.
- Se considerará en la ejecución una sobre rotura máxima del 10% en base al diseño de la sección.

CHUNGAR

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOS MINA

NOMBRES		FECHA	NOMBRES		FECHA	DESCRIPCION	
SUP. DE PROYECTO	WALD R.C.P.	07-08-88	Jefe de Proyecto	1.	08-08-88	SECCION TIPICA 5.0 x 4.5 RTR-ST-01	WGS-04 WGS-04 WGS-04 WGS-04 WGS-04 WGS-04
SUP. DE AER. Y PLUMB.	1.	07-08-88	Jefe de Varios Elec.	1.	08-08-88		
SUP. DE VIDA	2.	07-08-88	Jefe de Varios Elec.	2.	08-08-88		
SUP. SEGURIDAD	3.	07-08-88	Jefe de Asignacion	3.	08-08-88		
SUP. VARIO. MEC. ELECTRONIC.	4.	07-08-88	Jefe de Asignacion	4.	08-08-88		
Jefe de Organizacion	5.	07-08-88	Jefe de Asignacion	5.	08-08-88		
INGENIERIA			ESC		S/E	WGS-04	

SECCIÓN TÍPICA 5.0 x 4.5 (REFUGIO)



LEYENDA

- ① Alcatayas de fierro corrugado 1.0"φ cada 3.00 m. (Agua, Aire y Bombeo).
- ② Alcataya de fierro corrugado 3/4φ cada 3.00 m. (Energía, flexon y fibra optica).
- ③ Manga de ventilación de 36" φ
- ④ Pernos Helecooidales 19 mm. 2 pies para Manga de Ventilacion cada 3.00 m.
- ⑤ Pernos Helecooidales 19 mm. 2 pies, cada 20.0 m.
- ⑥ Tarugo de madera con clavo (Gradiente). cada 20 metros del piso de la labor a 1.00m. y con puntos reflexivos
- ⑦ Ubicación de ojos de gato
- ⑧ cuneta

NOTA:

- Para la instalación de los servicios (aire, agua, y mangas de ventilación) los puntos de soporte serán ubicados o replanteados por topografía, según los estándares establecidos.
- La Empresa Contratista Minera, está obligado a dejar perforado los canchamos de soporte para la instalación de servicios según indicación topográfica.
- Se construirá refugios en todo el Túnel (3.0x2.50x1.60m) en tangentes cada 60 metros, según replanteo topográfico.
- Se considerará en la ejecución una sobre rotura máxima del 10% en base al diseño de la sección.

CHUNGAR

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOS MINA

NOMBRES		FECHA	NOMBRES		FECHA
SEAL. DE PROTECTOR	1. R.E.P.	07-08-80	SEAL. DE PROTECTOR	1.	07-08-80
SEAL. DE AG. Y PLAT.	1.	07-08-80	SEAL. DE VALV. CLIC.	1.	07-08-80
SEAL. DE VALV.	1.	07-08-80	SEAL. DE VERIFICACI.	1.	07-08-80
SEAL. ACCIONADO	2.	07-08-80	SEAL. DE APERTURA	1.	07-08-80
SEAL. VALV. VAC. ELECTRONIC.	1.	07-08-80	SEAL. DE SERVICIOS	1.	07-08-80
SEAL. DE CORDONADO	1.	07-08-80	SEAL. DE PROTECTOR	1. R.E.P.	07-08-80

INGENIERIA

SECCION TYPICA 5.0 x 4.5 (REFUGIO)

RTR-ST-01

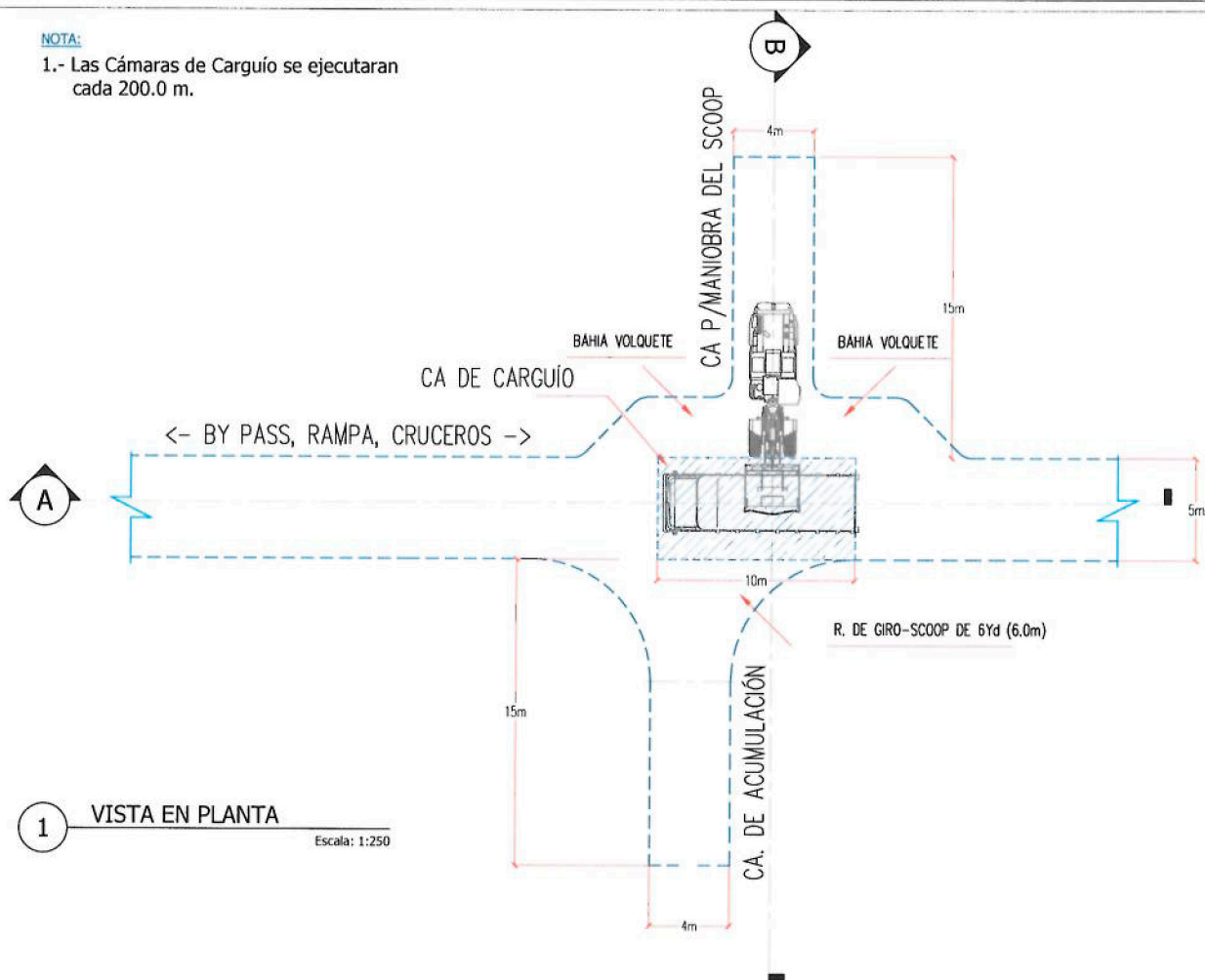
ESC. 1/80

WCS-84

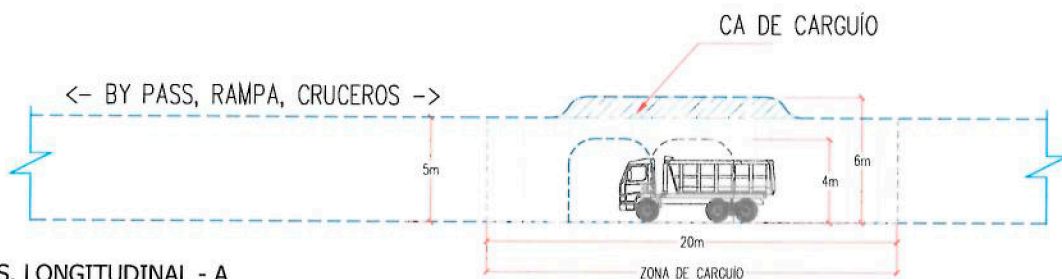
ROMA-VA-010-REFUGIO-(10)

NOTA:

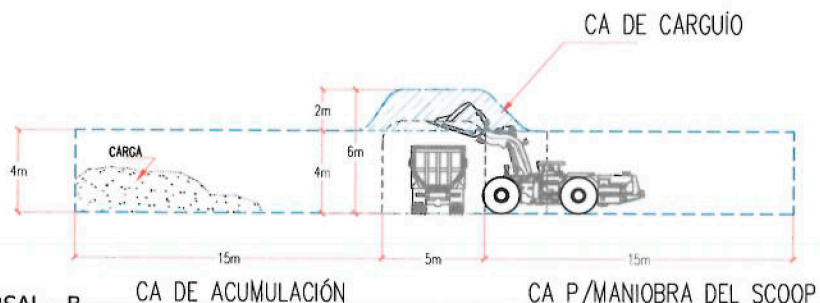
1.- Las Cámaras de Carguío se ejecutaran cada 200.0 m.



1 VISTA EN PLANTA
Escala: 1:250



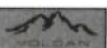
2 S. LONGITUDINAL - A
Escala: 1:250



3 S. TRANSVERSAL - B
Escala: 1:250

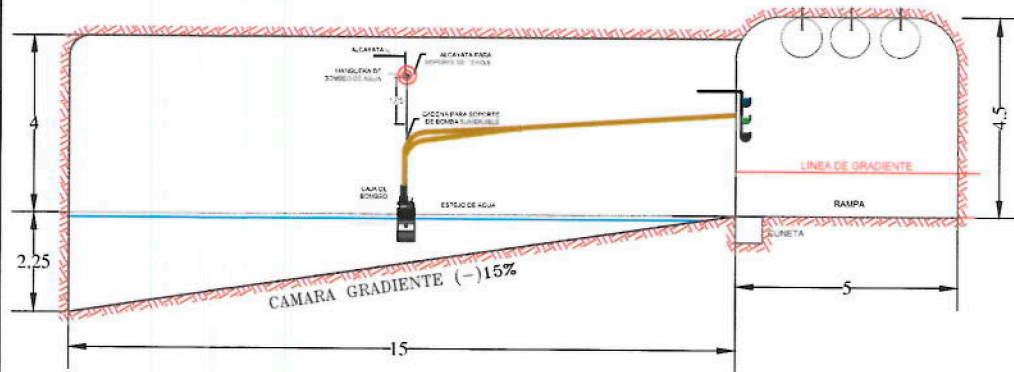
CHUNGAR

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOS MINA

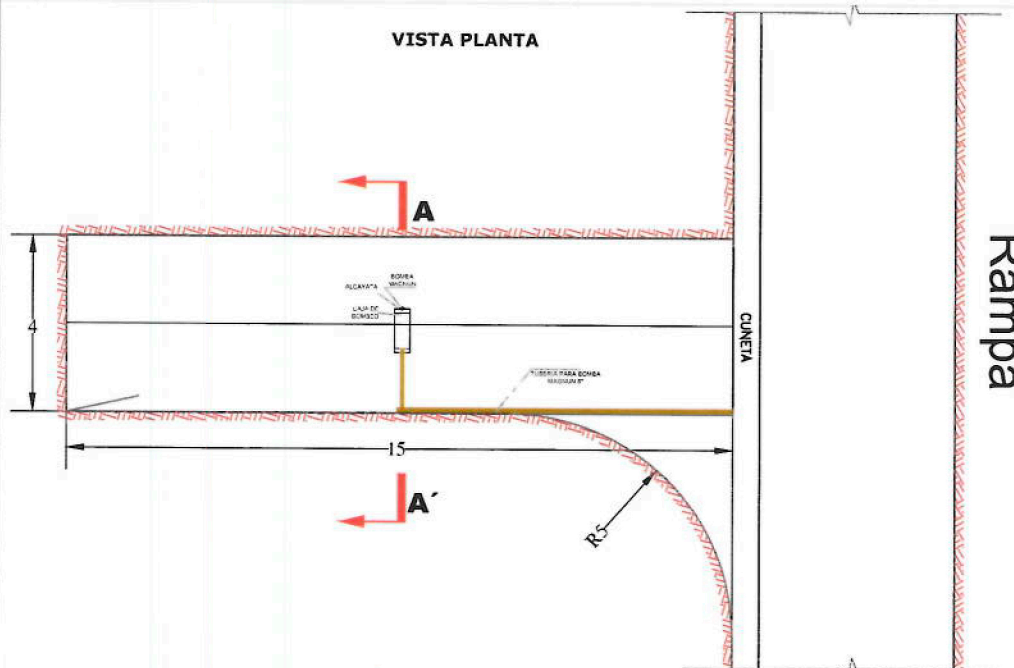


NOMBRES		FECHA	NOMBRES		FECHA	VISTA PLANTA y SECCION	
sup. de proyecto	W.A.	08-08-08	sup. de proyecto	W.A.	08-08-08	CAMARA DE CARGUÍO - DESFASADO VISTA EN PLANTA - SECCIÓN TRANSVERSAL	
sup. de dpt. y plan.	W.A.	08-08-08	sup. de dpt. y plan.	W.A.	08-08-08		
sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	sup. de dpt.	W.A.	08-08-08		
sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	sup. de dpt.	W.A.	08-08-08		
sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	sup. de dpt.	W.A.	08-08-08		
sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	ESD.	07
sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	WCS-84	07
sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	sup. de dpt.	W.A.	08-08-08	NÚMERO DE PLANO	ROM01-MI-007-CÁMARA DE CARGUÍO

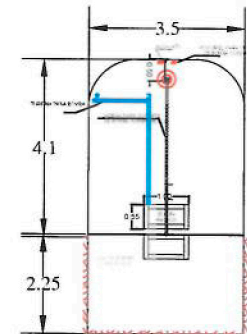
VISTA LONGITUDINAL



VISTA PLANTA



VISTA TRANSVERSAL
CORTE A-A'



CHUNGAR

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOS MINA



NOMBRES		FECHA	NOMBRES		FECHA	FECHA	
SUP. DE PROYECTO MINA		08-08-2020	JEFE DE PROYECTO		08-08-2020	08-08-2020	
SUP. DE AG. Y PLAN		08-08-2020	JEFE DE MANEJO ELÉC.		08-08-2020	08-08-2020	
SUP. DE MAN.		08-08-2020	JEFE DE VIGILANCIA		08-08-2020	08-08-2020	
SUP. DE BOMBEO		08-08-2020	JEFE DE AGUAS		08-08-2020	08-08-2020	
SUP. MAN. ELÉC.		08-08-2020	JEFE DE SERVICIOS		08-08-2020	08-08-2020	
JEFE DE OPERACIÓN		08-08-2020	DISEÑO PROYECTO		08-08-2020	08-08-2020	

POZA DE BOMBEO
VISTA EN PLANTA Y SECCIÓN

NÚMERO DE PLANO

09

The diagram shows a reinforced concrete frame structure with the following dimensions and labels:

- Horizontal member (top):** Length is 1.00 m. It is labeled with a circled '4'.
- Vertical member (left):** Total height is 1.12 m. It is divided into three segments: 0.32 m (top), 0.39 m (middle), and 0.39 m (bottom). It is labeled with a circled '1'.
- Vertical member (right):** Total height is 1.18 m. It is divided into three segments: 0.17 m (top), 0.20 m (middle), and 0.21 m (bottom). It is labeled with a circled '2'.
- Columns:**
 - Top column: Diameter is 0.18 m.
 - Middle column: Diameter is 0.16 m.
 - Bottom column: Diameter is 0.16 m.
- Other dimensions:**
 - 0.03 m: Thickness of the horizontal member.
 - 0.12 m: Horizontal distance from the left edge of the frame to the center of the top column.
 - 0.08 m: Horizontal distance between the centers of the middle and bottom columns.

LEYENDA

	LEYENDA	
1	Tubería de Bombeo 6" $\varnothing$ - Negro	
2	Tubería de Agua 4" $\varnothing$ - Verde	
3	Tubería de Aire 6" $\varnothing$ - Azul	
4	fierro corrugado 1.0" $\varnothing$ -Alcayata cada 3m	

UNITED ARCHIVES - 24 Records (1940-1941) - 100% - 100% - 100% - 100%

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOS-MINA[illegible]

Technical drawing of a rectangular structure with rounded corners and a cuneta. The drawing shows a plan view with dimensions: 5.0 for the width, 4.5 for the height, and 0.6 for the cuneta width. A detail of the cuneta is shown in the bottom right corner, labeled "CUNETA".

	<u>LEYENDA</u>
1	Cable de energía de media tensión 440V – Rojo
2	Cable de energía de baja tensión 220V – Magenta
3	Fibra optica para comunicaciones – Cyan
4	Fierro corrugado 3/4" ø – Alcatya cada 3.0m .

	<u>LEYENDA</u>
1	Cable de energía de media tensión 440V – Rojo
2	Cable de energía de baja tensión 220V – Magenta
3	Fibra optica para comunicaciones – Cyan
4	Fierro corrugado 3/4" ϕ – Alcoyato cada 3.0m .

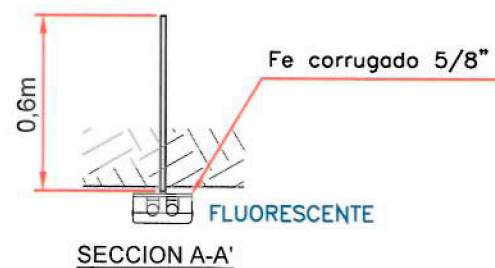
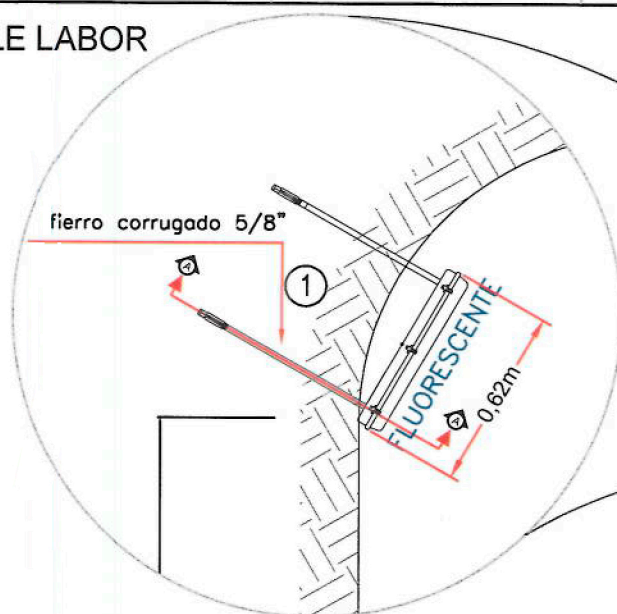
UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOR MINA



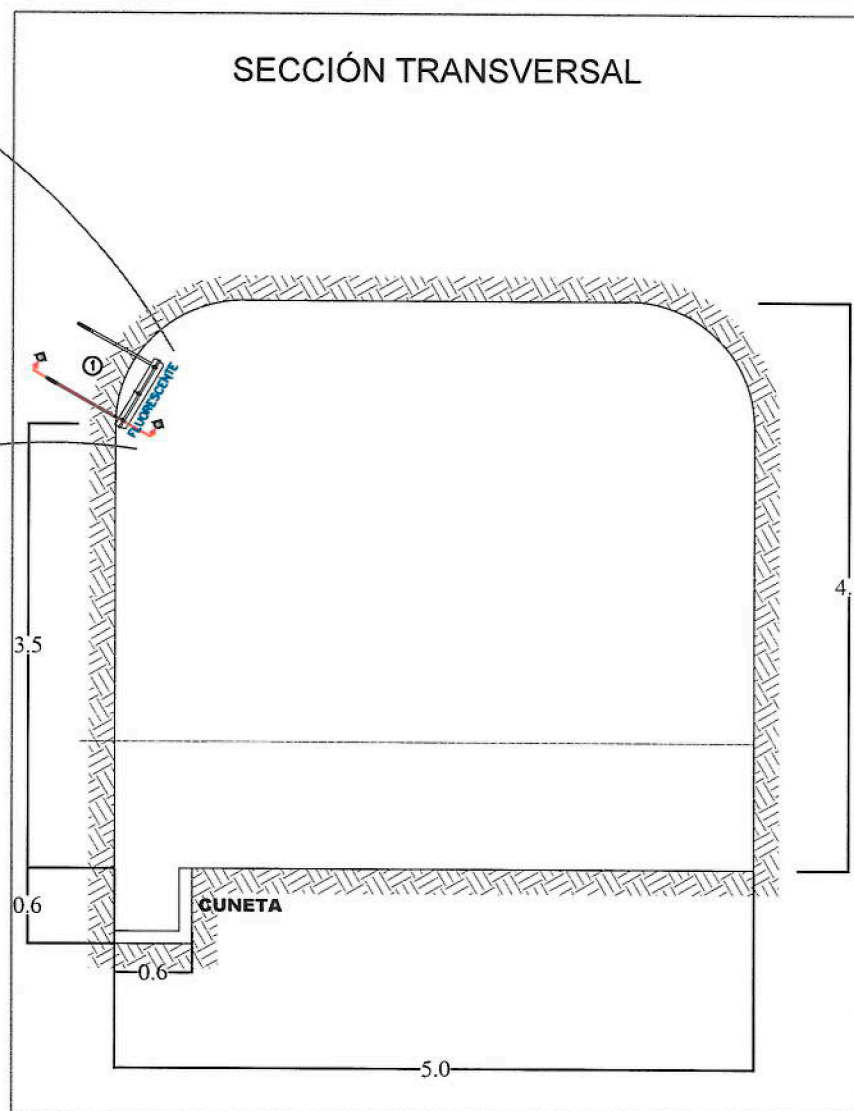
VOLCAN

[illegible]

DETALLE LABOR



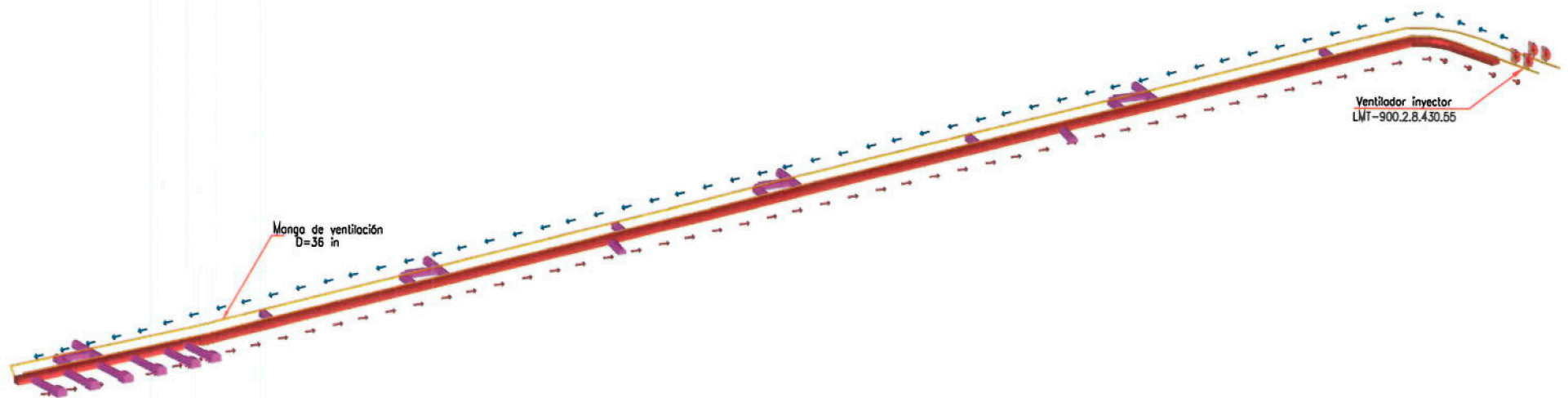
SECCIÓN TRANSVERSAL



	<u>LEYENDA</u>
1	Pernos Helecolidales 19 mm. 2 pies, cada 20.0 m.

CHUNGAR

UNIDAD ALPAMARCA
PROYECTOR MDA[illegible]



LEYENDA	
	INGRESO DE AIRE FRESCO
	SALIDA DE AIRE VICIADO
	FRENTE CIEGO
	VENTILADOR PRINCIPAL

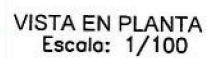
REMOVEX LMT-900.2.8.430.55	04 Ventiladores
Ventiladores en serie a lo largo de la rampa	
Caudal de Ingreso	70,771 cfm
Caudal en el Frente	58,057 cfm
Velocidad en el Frente	79 m/min
Requerimiento	56,855 cfm
Cobertura	102%

REV.	FECHA	DESCRIPCION	DIBUJADO	DISEÑADO	REVISADO	APROBADO
C	19-01-96		A. PEÑA	J. MERCADO	J. MERCADO	J. MERCADO
B	05-01-96		A. PEÑA	J. MERCADO	J. MERCADO	J. MERCADO
A	24-01-96		A. PEÑA	J. MERCADO	J. MERCADO	J. MERCADO

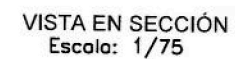
CONFIDENCIAL
ESTE PLANO HA SIDO PREPARADO POR MIA, PARA USO EXCLUSIVO DEL CLIENTE MENCIONADO EN EL MEMORIAL. AMPLIO SE RESPONSABILIZA POR EL USO DE ESTE PLANO EN OTRO PROYECTO O PARA CUALQUIER OTRO.

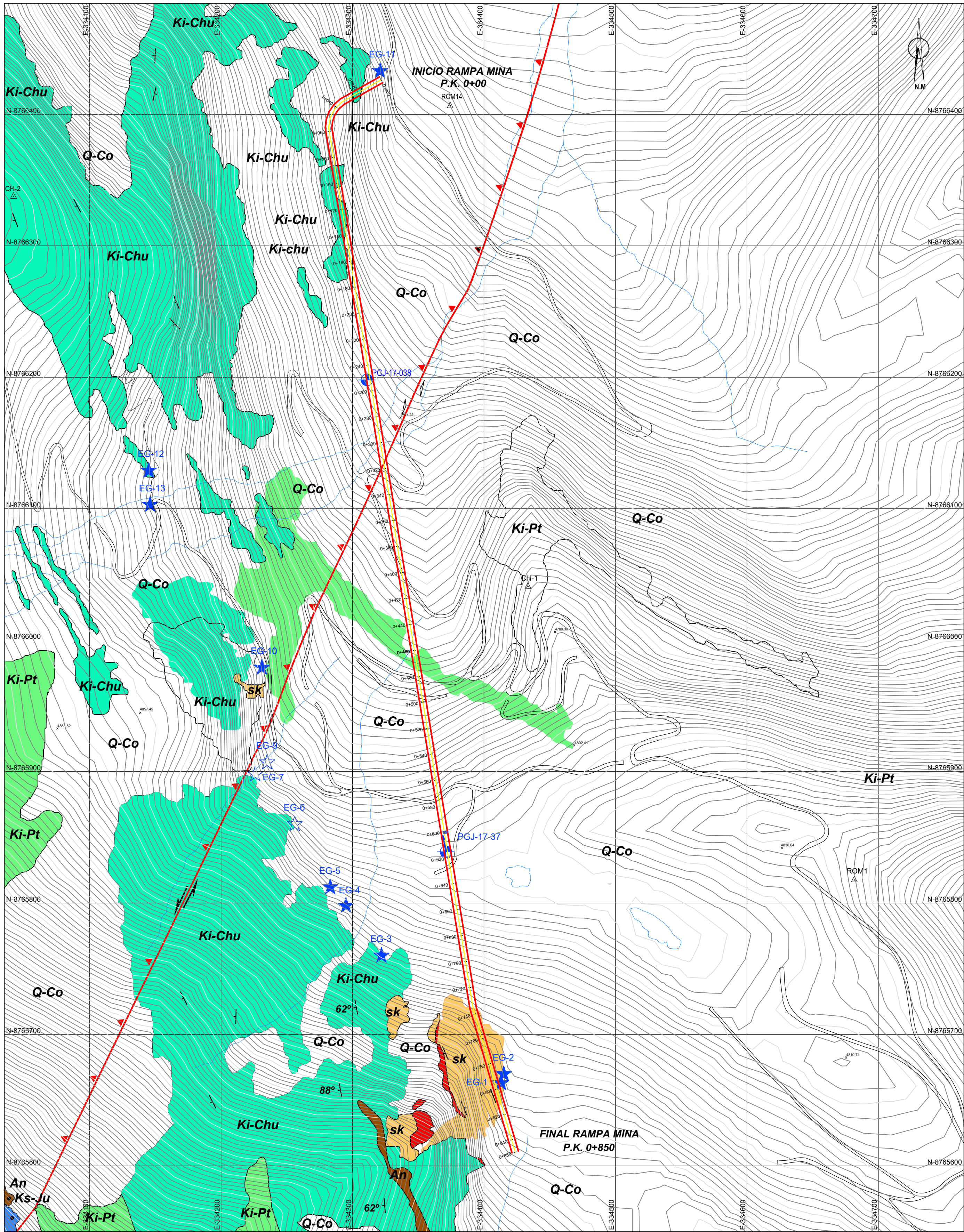
NOTA: LAS DIMENSIONES ESTAN EN MILIMETROS A MENOS QUE SE INDIQUE LO CONTRARIO EN EL PLANO.

	FECHA EMISION	ENE-2025	COMPAÑIA MINERA CHUNGAR S.A.C. ESTUDIO DE FACTIBILIDAD RAMPA NEGATIVA	
	DIBUJADO	A. PEÑA		
	DISEÑADO	J. ARLEON		
	REVISADO	J. MERCADO		
APROBADO		J. MERCADO	SISTEMA DE VENTILACIÓN ISOMÉTRICO	
PROYECCION		---		
DATUM		---		
FUENTE		---		
ESCALA	S/E	PROYECTO N°	TAMAÑO	PLANO N°
		---	A3	ROM01-MI-017
				REV. C



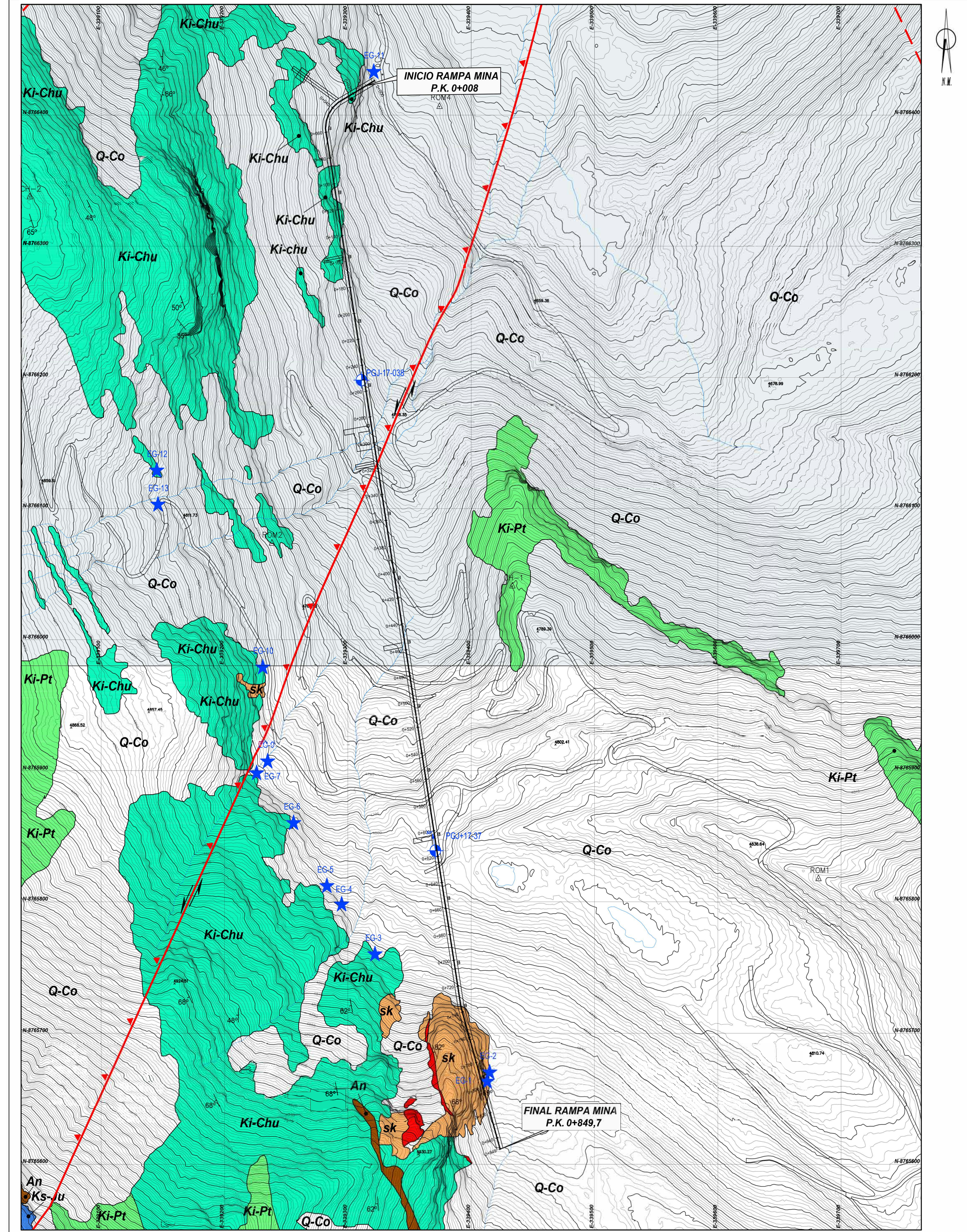
El Espaciamiento será de 1.5 m

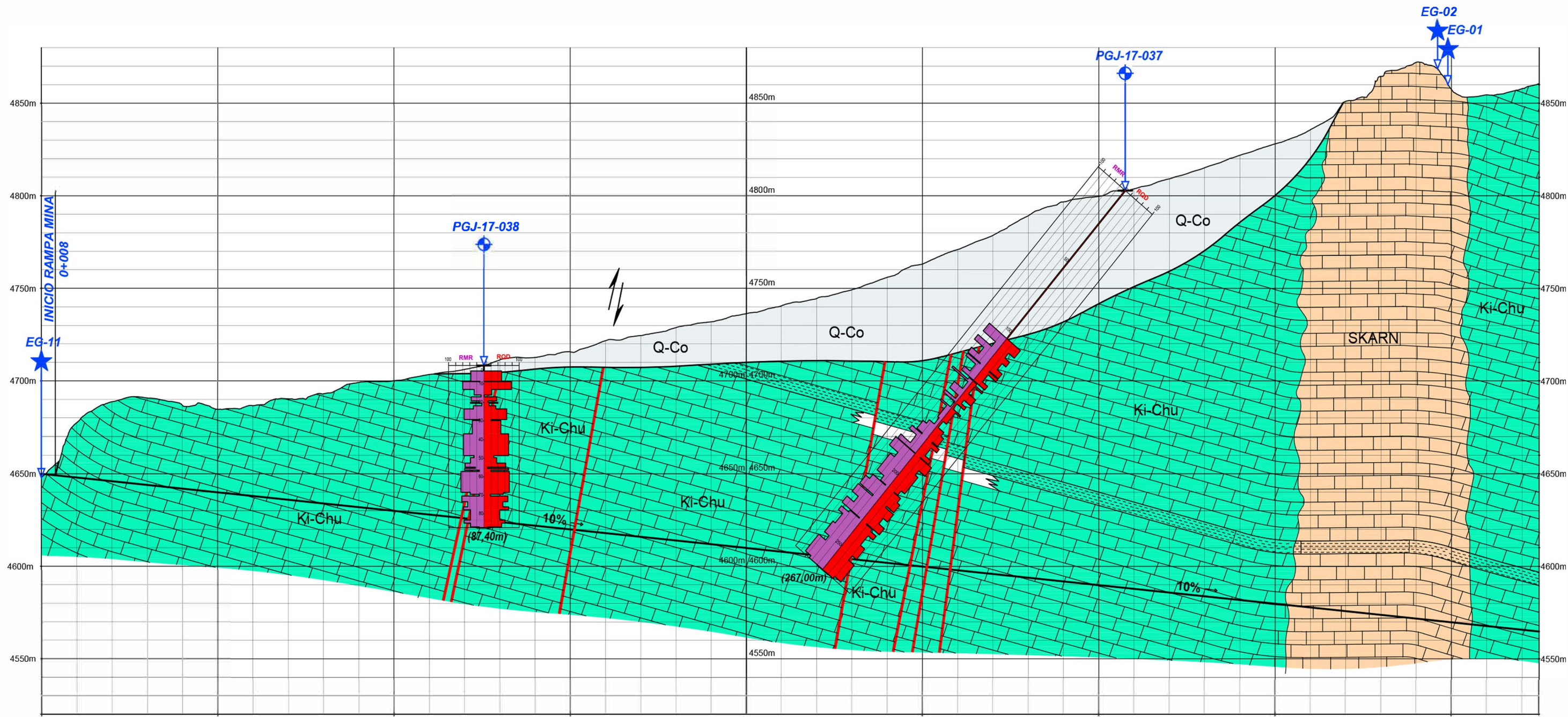
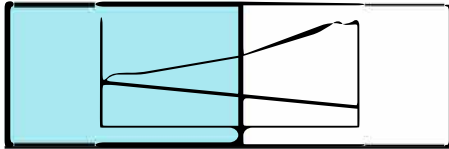
[illegible]



ERA	SISTEMA	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	Depositos coluviales
MESOZOICO	CRETACEO	INFERIOR
		Fm. Chulec Calizas margosas Calizas bituminosas Niveles Calcificos

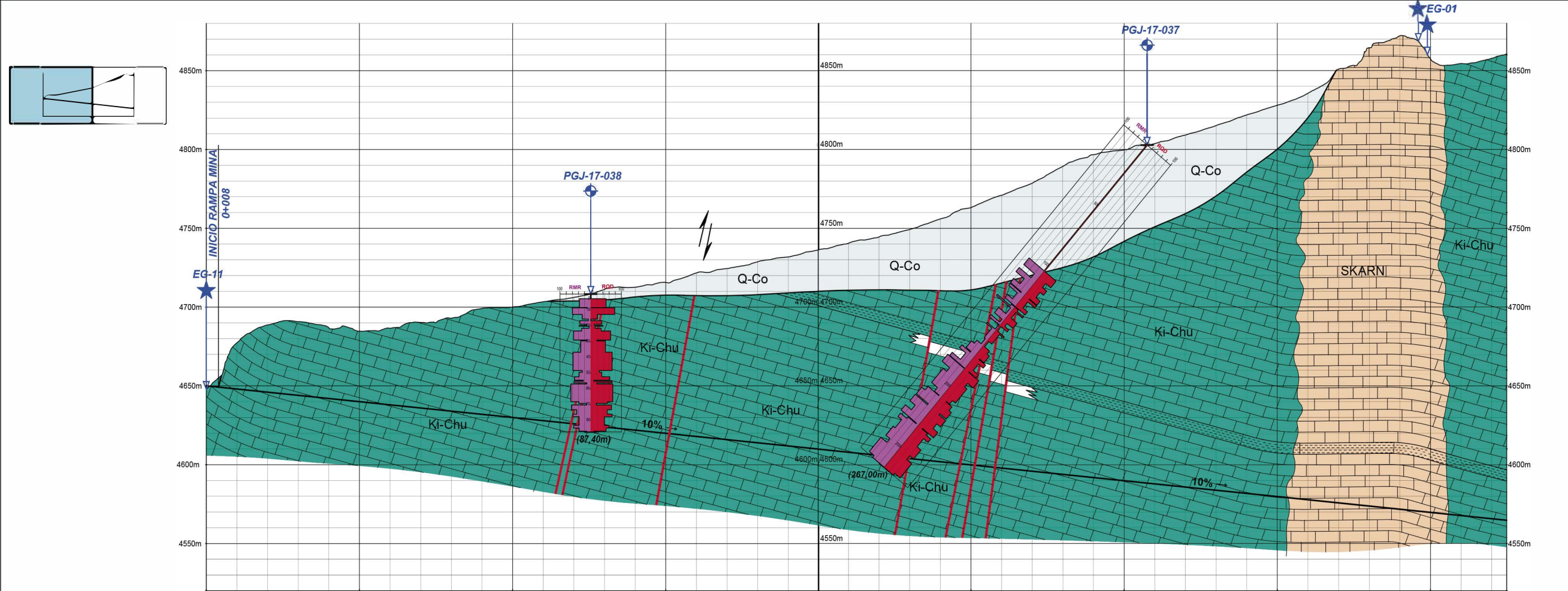
SIGNOS CONVENCIONALES	
	CONTACTO LITOLOGICO
	FALLA INFERIDA
	FALLA INVERSA
	SKARN (sk)
	ESTACIONES GEOMECANICAS
	PGJ-17-038
	PGJ-17-037
	SONDAJE VERTICAL
	SONDAJE INCLINADO





P.K.	0+000		0+100		0+200		0+300		0+400		0+500		0+600		0+700		0+800		0+849,7		
	RASANTE	TERRENO		4639,97 4684,67		4629,94 4700,09		4619,91 4715,64		4609,88 4736,30		4599,85 4763,03		4589,82 4799,68		4579,78 4828,05		4569,75 4857,39			
RECUBRIMIENTO (m)																					
FORMACIÓN																					
LITOLOGÍA																					
RMR (básico)																					
RMR (corregido)																					
LONGITUD DE TRAMO (m)																					

Longitud de Rampa en proyección : 849,700 m
Longitud de Rampa en desarrollo: 853.964 m

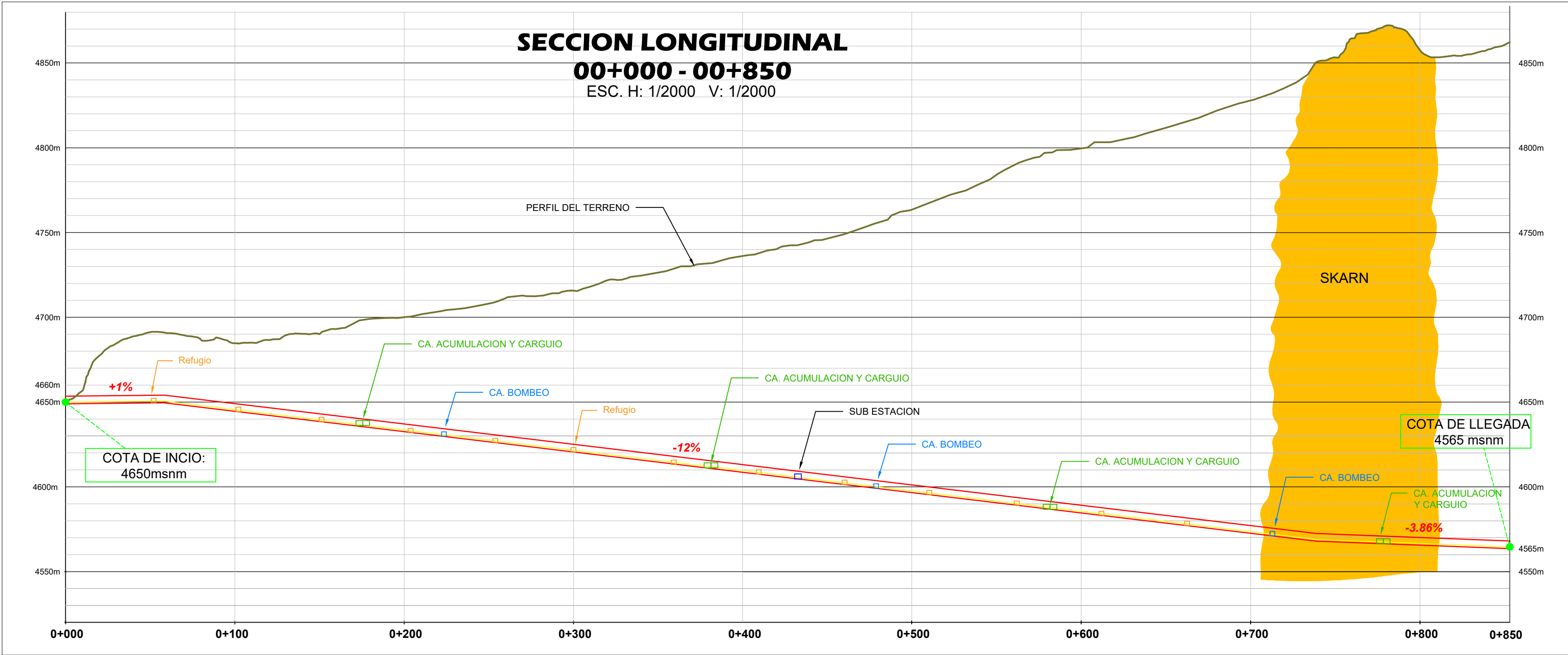


P.K.	0+000	0+100	0+200	0+300	0+400	0+500	0+600	0+700	0+800	0+849,7						
RASANTE		4639,97	4629,94	4619,91	4629,88	4659,85	4659,82	4679,78	4669,75	4657,39						
TERRENO		4684,67	4700,09	4715,64	4736,30	4753,03	4759,66	4826,05	4857,39							
RECURRIMIENTO (m)		-44,7	+70,2	+57,7	+126,4	+163,2	+269,9	+218,2	+287,6							
LONGITUD DE TRAMO (m)	45	135	49	28	37	29	46	40 (Parcial)	50 (Parcial)	20	15	42	93	87	103	35,7
% SOSTENIMIENTO	60% IV - 40% V	60% II - 40% III	60% II - 40% III - 15% IV	20% IV - 80% V	40% II - 40% III - 15% IV	20% IV - 80% V	40% II - 40% III - 15% IV	20% IV - 80% V	20% IV - 80% V	20% IV - 80% V	20% IV - 80% V	20% I - 70% II - 10% III	25% I - 60% II - 10% III	15% I - 70% II - 15% III	5% I - 60% II - 30% III	
PASE DE AVANCE (m)	15 10	30x40 15x20	30x40 15x20 15	15 15	30x40 15x20 15	15 15	30x40 15x20 15	15 15	30x40 15x20 15	15 15	30x40 15x20 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15
PERNOS Ø25 mm L= 2.5 m		15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15
Espaciado (m)		20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15	20 15
PARAGUAS	8															
MARCOS LG 70/34/20 (esp. m)	15 10		15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15	15 15
SOSTENIMIENTO SH-30 (cm)	15 20	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10	5 10
TRATAMIENTOS ESPECIALES																

3 cm en boveda

3 cm en tablada

Longitud de Rampa en proyección : 849,700 m
Longitud de Rampa en desarrollo : 853,964 m



Longitud de Rampa en proyección: 850.00 m

Cordenada del punto de inicio:

X=334,321.69
Y=8'766,426.34
Z=4650.00

Cordenada del punto de llegada :

X=334,423.74
Y=8'765,610.51
Z=4560.00

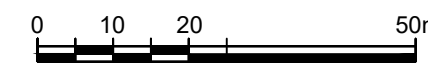


PROYECTO ROMINA 2
COMPAÑIA MINERA CHUNGAR S.A.C.

PROYECTO ROMINA 2

ESCALA

1:2000



DIN A2

FECHA

ENERO 2025

TITULO

PLANO VISTA EN PLAN TA Y SECCION SECCION LONGITUDINAL

ELABORADO POR:

Bach. Etmer Cruz Huilca

ASESOR:

Dr. Ing° Carlos R. Franco Méndez

DATUM

UTM WGS84 18L SUR

NRO. DE PLANO

04

Hoja 01 de 1/1

