

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**MEJORA EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA RP-250 CON LA
PERFORADORA ELECTROHIDRAULICA MUKI FF EN LA UNIDAD MINERA
HUACHOCOLPA ZONA E, DE LA CÍA. MINERA KOLPA S.A. HUANCAVELICA**

PRESENTADO POR:

Br. LENIN WALTERIO ARIAS ARREDONDO

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

ASESOR:

MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO-PERU

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada: MEJORA EN LA CONSTRUCCION DE LA ROMPA RP-250 CON LA PERFORADORA ELECTROHIDRÁULICA MUKI FF EN LA UNIDAD MINERA HUACHOCOLPA ZONA E, DE LA CIA. MINERA KOLPA S.A. HUANCAYELICA.

Presentado por: LEVIN WALTERIO ARIAS ARREDONDO DNI N° 44968632

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 8 %.

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, 31 de MARZO de 20 25


.....
Firma

Post firma ODILON CONTRERAS ARANA

Nro. de DNI 23823356


ORCID del Asesor 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259:444514097

LENIN WALTERIO ARIAS ARREDONDO

“Mejora en la construcción de la Rampa Rp_250 con la perforadora Electrohidraulica Muki FF en la Uni

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid::27259:444514097

Fecha de entrega

31 mar 2025, 3:54 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

31 mar 2025, 3:59 p.m. GMT-5

Nombre de archivo

tesis lenin.pdf

Tamaño de archivo

19.3 MB

154 Páginas

22.250 Palabras

127.910 Caracteres




8% Genel Benzerlik

Her veri tabanı için çıkarılan kaynaklar da dâhil tüm eşleşmelerin kombine toplamı.

Rapordan Filtrelenen


- Bibliyografya
- Alıntılanan Metin
- Atıf Yapılan Metin
- Küçük Eşleşmeler (20 sözcükten az)

Ön Sıradaki Kaynaklar

- 8%  İnternet kaynakları
- 0%  Yayınlar
- 4%  Gönderilen çalışmalar (Öğrenci Makaleleri)

Bütünlük Bayrakları

İnceleme için 2 Bütünlük Bayrağı

-  **Değiştirilen Karakterler**
6 sayfada 35 şüpheli karakter
Harfler başka bir alfabeden benzer karakterlerle değiştirilir.
-  **Gizli Metin**
12 sayfada 558 şüpheli karakter
Metin, belgenin beyaz arka planına karıştırılmak üzere değiştirilir.

Sistemimizin algoritmaları bir belgede, onu normal bir gönderiden ayırabilecek her türlü tutarsızlığı derinlemesine inceler. Tuhaf bir şey fark edersek incelemeniz için bayrak ekleriz.

Bir Bayrak mutlaka bir sorun olduğunu göstermez. Ancak daha fazla inceleme için dikkatinizi vermenizi öneririz.

DEDICATORIA

A Dios, a mis padres, por apoyarme constantemente, a mis hermanos por motivarme en este camino y en especial a Yurema Katherin y mi hija Kathleen Ainhara, por ser el motor de mis anhelos y mi soporte para continuar con mis objetivos y metas.

AGRADECIMIENTO

A Dios, por darme salud y la capacidad de poder continuar hacia adelante, a mis maestros, ya que ellos me enseñaron valorar los estudios y a superarme cada día, a mis padres, porque me brindaron su apoyo incondicional que requería en este paso importante, estoy agradecido eternamente.

INTRODUCCIÓN

Uno de los factores importantes en la construcción de labores mineras es la relación costos unitarios-tiempo, el resultado de ello depende el correcto funcionamiento de una unidad minera, y sus operaciones, la minería convencional y la minería mecanizada son inversamente proporcionales en este aspecto, la experiencia ya demostró que una mayor inversión en equipos para minería mecanizada puede ser más beneficioso y más rentable a través del tiempo en distintos aspectos para las operaciones subterráneas. El presente trabajo de investigación intitulado “Mejora en la construcción de la Rampa Rp_250 con la perforadora Electrohidraulica Muki FF en la Unidad Minera Huachocolpa Zona E, de la Cía. Minera Kolpa S.A. Huancavelica” consiste en la mejora de las operaciones sustituyendo la perforadora Jack leg con la perforadora electrohidráulica MukiFF que permitirá mejorar el tiempo y seguridad en la construcción de la Rampa 250E, para el desarrollo de este trabajo de investigación se ha dividido en 5 capítulos:

Capítulo I: Se desarrolla en tema Se desarrolla la problemática de la investigación, que incluye la formulación del problema, objetivos, hipótesis, variables y la metodología de investigación.

El en Capitulo II se desarrolla los antecedentes y todo el marco teórico conceptual usada en la investigación.

En el Capítulo III se detalla todos los aspectos del área de estudio como ubicación, geología y el método de explotación.

En el capítulo IV de detalla la construcción de la RP 250E con la nueva propuesta de equipo, malla y accesorios de voladura

En el capítulo V se muestra el resultado técnico y económico de la propuesta de mejora.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulada “Mejora en la construcción de la Rampa Rp_250 con la perforadora Electrohidraulica Muki FF en la Unidad Minera Huachocolpa Zona E, de la Cía. Minera Kolpa S.A. Huancavelica” tiene como objetivo el mejoramiento de la construcción de la RP 250 con 15% de inclinación, tipo zig zag y 300 metros de longitud en la zona E de la unidad minera Huachokolpa, rampa construida con la finalidad de unir los niveles 13 y 12 para optimizar el ciclo de minado en la unidad, esta mejora se realizó con un cambio en el equipo de perforación de Jack Leg 250 a un equipo electrohidráulico MukiFF logrando una disminución en el tiempo de perforación de 2 hrs. a 1.2 hrs., un incremento en la longitud efectiva de avance por disparo de 1.5m a 3.1m disminuyendo así el tiempo de ejecución de la rampa de 6.6 a 3.3 meses lo que significa una reducción del tiempo en 50%.

La mejora en el nuevo sistema de voladura logró un descenso en 4% la sobre rotura mediante el uso de medias cañas en los taladros de corona, minimizando en daño al macizo rocoso, con el menor daño a la estructura rocosa se logra minimizar el desprendimiento de rocas por ende se mejora la seguridad; el incremento en el volumen roto por disparo de 16.8 m³ a 36.97 m³ con el incremento en la cantidad de explosivo empleado de 49.5 a 105 kg pero con la reducción del factor de carga de 2.7 a 2.45 kg/m³.

La mejora lograda con esta investigación incrementa los costos unitarios por metro de 2,474.5 soles por metro a 2,592.01 debido a un incremento en los costos operativos del equipo Muki FF en comparación con los costos del Jackleg, las mejoras ya listadas respaldan este incremento.

Palabras clave: Muki FF , Construcción de rampa, electrohidráulica, optimización.

ABSTRACT

The present research work entitled “Improvement in the construction of the Rp_250 Ramp with the Muki FF Electrohydraulic drilling machine in the Huachocolpa Zone E Mining Unit, of the Cía. Minera Kolpa S.A. Huancavelica” aims to improve the construction of the RP 250 with a 15% inclination, zig zag type and 300 meters in length in zone E of the Huachokolpa mining unit, a ramp built with the purpose of joining levels 20 and 25 To optimize the mining cycle in the unit, this improvement was made with a change in the drilling equipment from Jack Leg 250 to a MukiFF electrohydraulic equipment, achieving a decrease in drilling time from 2 hrs. to 1.2 hrs., an increase in the effective length of advance per shot from 1.5m to 3.1m, thus reducing the execution time of the ramp from 6.6 to 3.3 months, which means a reduction in time by 50%.

The improvement in the new blasting system achieved a 4% decrease in over-breakage through the use of half-rounds in the crown drills, minimizing damage to the rock mass, with the least damage to the rock structure it is possible to minimize the detachment of rocks therefore safety is improved; the increase in the volume broken per shot from 16.8 m³ to 36.97 m³ with the increase in the amount of explosive used from 49.5 to 105 kg but with the reduction of the load factor from 2.7 to 2.45 kg/m³.

The improvement achieved with this research increases the unit costs per meter from 2,474.5 soles per meter to 2,592.01 due to an increase in the operating costs of the Muki FF equipment compared to the costs of the Jackleg, the improvements already listed support this increase.

Keywords: Muki FF, Ramp construction, electrohydraulics, optimization.

INDICE GENERAL

INTRODUCCIÓN.....	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
INDICE GENERAL.....	vi
Índice de Figuras.....	xiv
Índice de tablas.....	xvii
Índice de gráficos.....	xix
CAPITULO I:.....	1
PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	2
1.2.1 Problema general.....	2
1.2.2 Problemas específicos.....	2
1.3 OBJETIVOS.....	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.3.2 Objetivos específicos.....	3
1.4 JUSTIFICACION DEL ESTUDIO.....	3
1.5 DELIMITACION DE LA INVESTIGACION.....	4

1.5.1	Delimitación Espacial.....	4
1.5.2	Delimitación Operativa.....	4
1.6	LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION	4
1.7	HIPOTESIS.....	5
1.7.1	Hipótesis General	5
1.7.2	Hipótesis Especificas	5
1.8	VARIABLES E INDICADORES.....	6
1.9	METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION	7
1.9.1	Tipo de Investigación	7
1.9.2	Nivel de Investigación.....	7
1.9.3	Población y muestra.....	7
1.9.3.1	Población.....	7
1.9.3.2	Muestra	7
1.9.4	Técnica e Instrumentos de Recolección de Datos	8
1.9.4.1	Técnica de Recolección de Datos	8
1.9.4.2	Instrumentos de Recolección de Datos	8
1.9.4.3	Procesamiento de Datos	8
CAPITULO II.....		9
MARCO TEÓRICO		9
2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.....	9

2.1.1	Antecedente Local	9
2.1.2	Antecedente Nacional.....	10
2.2	BASE TEORICA Y CONCEPTUAL.....	11
2.2.1	RAMPA.....	11
2.2.1.1	Tipos de Rampa	12
2.2.1.1.1	Forma de Y	12
2.2.1.1.2	Forma de Espiral.....	12
2.2.1.1.3	Forma de Zigzag.....	13
2.2.2	GEOMECANICA.....	14
2.2.2.1	RQD (Designación de la calidad de roca).....	15
2.2.3	RMR (Rock Mass Rating).....	16
2.2.4	LABORES SUBTERRÁNEAS.....	20
2.2.4.1	Clasificación de labores subterráneas	21
2.2.5	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA.....	21
2.2.6	Método corte y relleno.....	22
2.3	OPERACIONES DE CICLO DE MINADO	24
2.3.1	Perforación.....	24
2.3.1.1	Factores de Selección de máquinas perforadoras	25
2.3.1.2	Disponibilidad de equipos.....	26
2.3.1.3	Máquinas Perforadoras	27
2.3.2.1	Perforadoras convencionales neumáticas	27

2.3.2.2	Tipos de Jumbos	28
2.3.2.3	Equipo de perforación MUKI FF.....	29
2.3.4	VOLADURA.....	38
2.3.4.1	Factor de potencia	38
2.3.4.2	Factor de carga.....	39
2.3.4.3	Voladura en Frentes	39
2.3.4.3.1	Explosivos y Accesorios de voladura.....	40
2.3.5	Eficiencia en Explosivos	45
2.3.6	Tipos de explosivos utilizados en minería subterránea	45
2.3.7	LIMPIEZA.....	46
2.3.7.1	Camión de bajo perfil.....	46
2.3.8	VENTILACIÓN	46
2.3.9	SOSTENIMIENTO	48
2.3.9.1	Tipos de sostenimiento	48
2.3.9.1.1	Pernos de Rocas.....	49
2.3.9.1.2	Split set.....	50
2.3.9.1.3	Sostenimiento con Shotcrete	51
CAPITULO III.		53
ASPECTOS GENERALES DEL AREA DE ESTUDIO.....		53
3.1	UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	53
3.1.1	CLIMA Y VEGETACION.....	53

3.2	GEOLOGIA DEL YACIMIENTO.....	55
3.2.1	Geología Regional	55
3.2.2	Estratigrafía	57
3.2.3	Geología Estructural	59
3.2.4	Geología Local	61
3.2.4.1	Formación y tipo de Yacimiento.....	61
3.2.4.1.1	Yacimientos Epitermales.....	61
3.2.5	Mineralización y alteraciones.....	62
3.2.6	Geología Económica.....	63
3.2.6.1	Reservas Minerales	63
3.3	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	64
3.3.1	Explotación Mecanizada “Corte Y Relleno Ascendente Con Rampas Basculantes”	64
CAPITULO IV:		66
OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA RP_250 ZONA E.....		66
4.1	PROGRAMACION DE LABORES DE DESARROLLO.....	66
4.2	CONSTRUCCION DE LA RAMPA RP_250 ZONA E	67
4.2.1	Ubicación de la rampa	67
4.2.2	Diseño de la rampa	68

4.2.2.1	Sección.....	68
4.2.2.2	Longitud.....	70
4.2.2.3	Gradiente.....	70
4.3	Método de construcción.....	72
4.3.1	Uso de la perforadora Jack Leg.....	72
4.3.1.1	Información de la perforadora Jack leg 250X.....	72
4.3.1.1.1	Parámetros de perforación y voladura.....	72
4.3.1.1.2	Distribución de carguío de explosivo con la perforadora Jack leg 250x.....	74
4.3.1.1.3	Cálculo Del Nro De Taladros.....	75
4.3.1.1.4	Resultados de voladura con Jack Leg 250x.....	77
4.3.1.1.5	Costos de perforación y voladura con equipo Jackleg.....	78
4.3.1.1.6	Costo total con jakleg.....	82
4.3.1.1.7	Tiempo de ejecución con la perforadora Jack Leg.....	82
4.3.1.2	Construcción de la Rampa 250E con el mini jumbo MUKIFF.....	82
4.3.1.2.1	Parámetros de perforación.....	83
4.3.1.2.2	Diseño de malla de Perforación.....	85
4.3.1.2.3	Tiempo de perforación por frente.....	87
4.3.1.2.4	Resultados promedio de perforación.....	87
4.3.1.2.5	Avance/Disparo, Avance/mes.....	91
4.3.1.2.6	Voladura.....	92
4.3.1.2.7	Explosivos y accesorios.....	92
4.3.1.2.8	Fuente: Famesa Explosivos Diseño de carga.....	93
4.3.1.2.9	Distribución de explosivo en los taladros.....	96
4.3.1.2.10	Costo con equipo mukiFF.....	98

4.3.1.3	Sostenimiento.....	101
4.3.1.3.1	Tipo de sostenimiento.....	101
4.3.1.3.2	Plano Geomecanico.....	104
4.3.1.3.3	Resultados de sobre rotura.....	105
4.3.1.3.4	Costo total con equipo mukiFF	108
CAPITULO V.		109
ANALISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS		109
5.1	Análisis Técnico de resultados de las operaciones subterráneas en la Rampa 250E.	109
5.1.1	Comparación en los tiempos de perforación	109
5.1.2	Comparación en los parámetros de perforación	110
5.1.3	Comparación en el factor de carga	111
5.1.4	Resultados de sobrerotura.....	113
5.2	Análisis y discusión de Resultados económicos	113
5.2.1	Análisis y discusión de las ventajas y desventajas de la perforadora Electrohidráulica MUKI FF	119
5.2.1.1	Ventajas del uso de la perforadora electrohidráulica MUKI FF en la construcción de la Rampa 250E.....	119
5.2.1.2	Ventajas del uso de la perforadora electrohidráulica MUKI FF en la construcción de la Rampa 250E.....	119
5.2.2	Comentarios Finales	120
CONCLUSIONES.....		121
RECOMENDACIONES		123

BIBLIOGRAFIA	124
ANEXOS	127

Índice de Figuras

Figura 1.	Rampa en “Y”	12
Figura 2.	Rampa Espiral.....	13
Figura 3.	Rampa zigzag	14
Figura 4.	Muestra para el análisis de RQD	17
Figura 5.	Tabla RMR	19
Figura 6.	Métodos de explotación subterránea	22
Figura 7.	Método de explotación corte y relleno ascendente.....	24
Figura 8.	Máquinas perforadoras	29
Figura 14.	Viga telescópica.....	34
Figura 15.	Mecha rápida z-18	41
Figura 16.	Características técnicas mecha rápida z-19 y z-18	41
Figura 17.	Carmex.....	42
Figura 18.	Fanel MS yLP	43
Figura 19.	EMULNOR®	44
Figura 20.	SUPERFAM® DOS AE.....	44
Figura 21.	Sostenimiento pasivo.....	49
Figura 22.	Perno de Roca.....	50
Figura 23.	Split set	51

Figura 24.	Labor con shotcrete	52
Figura 25.	Plano de Ubicación Mina Huachocolpa.	54
Figura 26.	Plano geológico regional	56
Figura 27.	Perfil de sección 1-1	57
Figura 28.	Columna estratigráfica Regional	59
Figura 29.	Modelo idealizado para depósitos de tipo epitermal	62
Figura 30.	Resumen de Reservas	64
Figura 31.	Método de explotación UM Huachocolpa.....	65
Figura 32.	Perfil longitudinal UM. Huachocolpa	67
Figura 33.	Perfil del plano General	68
Figura 34.	Sección estándar 3.5x3.5	69
Figura 35.	Diseño de la rampa	70
Figura 36.	Diseño de rampa	71
Figura 37.	Diseño de rampa	71
Figura 38.	Malla de perforación.....	75
Figura 39.	Calculo de Nro. de taladros	76
Figura 40.	Imagen de sobrerotura UG DM.....	77
Figura 41.	Diseño malla de perforación 3.5mx3.5m.....	85
Figura 42.	Calculo para la malla de perforación.....	86

Figura 43.	Imagen de un frente perforado.....	92
Figura 44.	Sistemas de iniciación	93
Figura 45.	Simulación de carguío	94
Figura 46.	Simulacion de taldros y cargui de explosivo	95
Figura 47.	Distribución de explosivo en los taladros.....	96
Figura 48.	Simulación de voladura controlada	97
Figura 49.	Carguío con medias cañas	97
Figura 50.	Sostenimiento estándar U M Huachocolpa	101
Figura 51.	Área de sostenimiento estándar UM Huachocolpa.....	102
Figura 52.	Esquema de sostenimiento UM Huachocolpa	103
Figura 53.	Identificación del tipo de estructura	103

Índice de tablas

Tabla 1.	Cuadro de variables e indicadores.....	6
Tabla 2.	Tabla de clasificación RQD	16
Tabla 3.	Aplicación de perforadoras	26
Tabla 4.	CARACTERISTICAS TECNICAS	30
Tabla 5.	Características de viga telescópica.....	35
Tabla 6.	Mantenimiento de equipos	37
Tabla 7.	Tipos de explosivos.....	45
Tabla 8.	Tabla de menas y gangas.....	63
Tabla 9.	Plan de minado mensual.....	66
Tabla 10.	Parámetros de perforación.....	73
Tabla 11.	Parámetros de voladura	73
Tabla 12.	Parámetros de roca.....	73
Tabla 13.	Distribución de carguío	74
Tabla 14.	Resultados de voladura.....	77
Tabla 15.	Costos de aceros de perforación con jackleg.....	78
Tabla 16.	Costos de voladura con jackleg	79
Tabla 17.	Costos de acarreo.....	79
Tabla 18.	Costo parcial de perforación-voladura y acarreo con equipo jackleg	80

Tabla 19.	Parámetros de perforación MUKiFF	83
Tabla 20.	Malla de perforación y voladura estándar UM Huachokolpa sección 3.5mx3.5 .84	
Tabla 21.	Distribución de explosivo malla 3.5mx3.5m.....	86
Tabla 22.	Resultados de prueba de perforación y voladura.....	87
Tabla 23.	Cuadro de eficiencia de perforación	88
Tabla 24.	Consumo de explosivo/disparo.....	88
Tabla 25.	Factor de voladura	89
Tabla 26.	Costo por perforación con el equipo Muki FF	98
Tabla 27.	Costos de voladura con Muki FF.....	99
Tabla 28.	Costos de acarreo y carguío Muki FF.....	100
Tabla 29.	Cotos parciales con el equipo MukiFF	100
Tabla 30.	Resultado de sobrerotura	105

Índice de gráficos

Gráfico 1.	Resultado de carga lineal.....	90
Gráfico 2.	Factor de carga.....	91
Gráfico 3.	Resumen de sobrerotura	106
Gráfico 4.	Comparación del tiempo de perforación	109
Gráfico 5.	Comparación en los parámetros de perforación	110
Gráfico 6.	Comparación en el factor de carga	111
Gráfico 7.	Comparación en el factor de carga	112
Gráfico 8.	Comparación de la sobrerotura.....	113
Gráfico 9.	Comparación costos de perforación	114
Gráfico 10.	Comparación de costos de explosivos y accesorios de voladura.....	115
Gráfico 11.	Comparación costos de acarreo	116
Gráfico 12.	Comparación de costo de sostenimiento.....	117
Gráfico 13.	Comparación de costos totales.....	117
Gráfico 14.	Comparación en los tiempos de ejecución.....	118

CAPITULO I:

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La compañía minera Kolpa, en sus operaciones mineras subterráneas en su unidad minera Huachocolpa utiliza equipos de minería convencional en la construcción de rampas, y otras labores mineras para la explotación de sus tajos, esto incluye el uso de equipos de perforación neumática con Jack-leg para la perforación de los taladros y sostenimiento con pernos Split set.

Las operaciones presentan muchos inconvenientes, por el limitado acceso a las distintas labores subterráneas y por su condición de minería semi-mecanizada es imposible el uso de unidades neumáticas (camionetas, volquetes) repercute en las deficiencias en rendimiento y costos de explotación.

Para mejorar la situación actual, se optó por la construcción de la rampa 250 con una sección de 3.5m x 3.5m de unos 300 metros de longitud que conectará directamente al nivel 13 con una galería antigua que conecta directamente con superficie. Esto permitirá la reducción del tiempo empleado en llegar al frente de trabajo y facilitar la profundización de la mina y permitirá la instalación de tuberías de servicio para agua y ventilación. Actualmente la perforación se realiza con las maquinas perforadoras Jack Leg, este no tiene el avance esperado por lo que se plantea el uso de una perforadora mecanizada, la perforadora Electrohidráulica Muki FF para lograr mayor avance por disparo.

La escasez de personal capacitado en el uso de perforadoras neumáticas Jack-leg, la deficiencia de aire que presenta la mina para el correcto funcionamiento de estos equipos. Todos los problemas mencionados incentivan a la compañía a realizar el cambio en los equipos de perforación y sostenimiento, así optar por equipos más modernos para la preparación y explotación de los tajos.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema general

- ¿Es posible la mejora de la construcción de la rampa Rp_250 con la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la Unidad minera Huachocolpa, Cía. Minera Kolpa?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Es posible el incremento de la eficiencia de perforación y voladura en la construcción de la rampa Rp_250 con la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la Unidad minera Huachocolpa, Cía. Minera Kolpa?
- ¿Es posible el incremento en la productividad en la etapa de sostenimiento en la construcción de la rampa Rp_250 con la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la Unidad minera Huachocolpa, Cía. Minera Kolpa?
- ¿Cuál es el costo-beneficio de la implementación del equipo Muki en la construcción de la rampa Rp_250 con la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la Unidad minera Huachocolpa, Cía. Minera Kolpa?

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 Objetivo general

- Mejorar las operaciones del ciclo de minado Técnica y económicamente en la construcción de la rampa Rp_250 de la zona E con la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la unidad minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022

1.3.2 Objetivos específicos

- Incrementar la eficiencia de la perforación y voladura en la construcción de la rampa Rp_250 zona E con la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la unidad Minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022.
- Incrementar la productividad en la etapa de sostenimiento en la construcción de la rampa Rp_250 zona E con la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la unidad Minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022.
- Realizar un análisis costo-beneficio de la implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF en la construcción de la rampa Rp_250 en la unidad minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022.

1.4 JUSTIFICACION DEL ESTUDIO

La razón que justifica el presente trabajo de investigación es la siguiente:

La necesidad de modernizar la minería por motivos económicos y de seguridad en los trabajadores adaptándose a métodos más actualizados

La motivación de solucionar un problema en el área de trabajo con sustento técnico y económico para el beneficio personal y empresarial.

La reducción de tiempo de empleo para llegar a los tajeos del nivel 250 para optimizar los trabajos de explotación.

1.5 DELIMITACION DE LA INVESTIGACION

1.5.1 Delimitación Espacial

El estudio se realizará en Unidad Minera Huachokolpa Uno de la empresa Minera Kolpa ubicada en la Provincia de Huancavelica, Región de Huancavelica a una altitud de 4480 msnm

1.5.2 Delimitación Operativa

El estudio se ubica en la Zona E entre los niveles 13 y 12

1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACION

Durante el trabajo de investigación se ha encontrado con varias limitaciones, a continuación, se detalla:

- Limitado acceso a la información
- Escasos recursos económicos
- Falta de apoyo logístico.

1.7 HIPOTESIS

1.7.1 Hipótesis General

- La implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF mejorará las operaciones del ciclo de minado técnica y económicamente en la construcción de la rampa Rp_250 en la Unidad Minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022

1.7.2 Hipótesis Especificas

- La implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF incrementará la eficiencia de la perforación y voladura en la construcción de la rampa Rp_250 en la unidad minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022.
- La implementación de la perforadora Electrohidráulica Muki FF incrementará productividad en la etapa de sostenimiento en la construcción de la rampa Rp_250 en la unidad minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022.
- El análisis costo-beneficio influirá en la toma de decisiones de la compañía en la implementación de la perforadora electrohidráulica Muki FF en la construcción de la rampa Rp_250 en la unidad minera Huachocolpa, Cía. minera Kolpa, 2022.

1.8 VARIABLES E INDICADORES

Tabla 1. Cuadro de variables e indicadores

VARIABLE	Especificaciones	Indicadores
Dependiente:	* Construcción de la rampa	
	- Tiempo de construcción	Meses
	- Costo de la construcción	\$, \$/m
Independientes	*Geomecánica del terreno	RQD, RMR
	*Método de construcción	Sección Completa
	*Diseño de operaciones unitarias	Tiempo (h/disparo)
	-Perforación	Costo(\$/disp.)
	-Voladura	Costo (\$/disp.), FV
	-Limpieza	Costo (\$/disp.)
	*Costo de construcción	\$/m, costo total, \$
	*Cumplimiento del programa de avances	Meses, años

Fuente: *Elaboración propia*

1.9 METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

1.9.1 Tipo de Investigación

La presente investigación es del tipo CUANTITATIVO NO EXPERIMENTAL, ya que usaremos los datos numéricos y promedios obtenidos de la implementación de la perforadora electrohidráulica, y se manipulará la variable independiente de manera intencional para analizar las consecuencias en la variable dependiente.

Implementación de la perforadora electrohidráulica > Mejora> Condiciones de operación, optimización de tiempos y costos operativos

1.9.2 Nivel de Investigación

Correlacional, ya se asociarán conceptos y variables y su relación en términos estadísticos.

1.9.3 Población y muestra

1.9.3.1 Población

La población está representada por las diferentes labores con las que cuenta la mina a la fecha incluida la explotación de tajeos en la unidad minera Huachocolpa Uno de la Cía. minera Kolpa.

1.9.3.2 Muestra

En la unidad minera Huachocolpa se prioriza la construcción de la rampa Rp_250 que tomaremos como muestra por ser prioritario para la mina y la investigación.

1.9.4 Técnica e Instrumentos de Recolección de Datos

1.9.4.1 Técnica de Recolección de Datos

Las técnicas para la recolección de datos serán las siguientes

- Observación directa
- Reportes al área de operaciones
- Documentos

1.9.4.2 Instrumentos de Recolección de Datos

Las técnicas para la recolección de datos fueron la

- Cuestionario mediante el medio de captura de papel y lápiz
- Los reportes del área de operaciones
- Cuadros estadísticos
- Hojas de calculo

1.9.4.3 Procesamiento de Datos

- Cuados Estadísticos
- Hojas de Calculo
- Softwares Mineros

CAPITULO II.

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

2.1.1 Antecedente Local

Según Vargas (2017) en su trabajo de investigación titulada: “Incremento de la producción mediante la mecanización de tajos con equipo Minijumbo en la CIA. Minera Kolpa – U.O. Huachocolpa” llego las siguientes conclusiones: La producción diaria se incrementó a 850 TM. y la producción mensual a 5300 TM, haciendo un total de 63000 TM. Durante el año 2017. Esta producción se viene ejecutando a diario como lo muestra los cuadros anteriores, actualmente contamos con un superávit por guardia de hasta 200 TM. gracias a la producción ejecutada con Minijumbo Muki.

Los resultados obtenidos mediante las pruebas fueron satisfactorios, para demostrar que el rendimiento del equipo Minijumbo Muki es mayor al rendimiento con maquina Jackleg, la cantidad de taladros perforados por hora prácticamente son 3 veces más rápido para el equipo Minijumbo Muki.

Queda demostrado que con la mecanización de Tajeos los costos operativos, costos de producción son menores con el equipo Minijumbo Muki. Tanto para mano de obra, uso de equipos, etc. Todos estos Costos se ven reflejados en los Precios unitarios.

De igual manera los ratios obtenidos en cuanto al costo de producción con equipo Minijumbo son considerablemente bajos, a excepción del costo máquina. Los ratios de rendimiento y producción son favorables para el equipo Minijumbo Muki en todo aspecto comparados con los ratios de producción con maquina Jackleg.

2.1.2 Antecedente Nacional

Para Pérez (2019) ,quien desarrolló la investigación titulada “Mecanización del método de minado corte y relleno ascendente en el tajo 2590 de la mina Rosa nv.2430, unidad Parcoy – consorcio minero Horizonte S.A.C. para incrementar el volumen de producción.” Obtuvo las siguientes conclusiones: Aplicando el Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado logro obtener un ingreso mensual es de \$ 1.416.253, mientras que con el método Corte y Relleno Ascendente Convencional es de \$ 570.318 lo que conlleva una variación de \$ 845.938, respecto al método Corte y Relleno Ascendente Convencional.

Aplicando el Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado Se observa que la variación en el tiempo de ciclo de minado es de 4,7% respecto al método corte y relleno ascendente convencional.

Para Lozada (2021) en su trabajo de investigación titulada: “Optimización de la explotación en la veta Samy mediante el proceso de mecanización de las operaciones – unidad minera Poderosa S.A.” Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, llegó a las siguientes conclusiones:

Optimizando la explotación del método de corte y relleno, mediante el proceso de mecanización de la explotación y avances, se incrementa en un 35% más la obtención de onzas

de oro, pudiendo realizar aun mejoras en el tema de voladura, para incrementar la longitud de corte de los tajos.

La mecanización de limpieza en tajeos y avances, también optimiza los indicadores de Factor de potencia en un 45%, debido a la utilización de voladura masiva, Consumo de madera y empleo de tareas, aproximadamente en un 42%.

Cuando se aplica el método de corte y relleno ascendente en vetas de 25° como es el caso de la veta Samy, debido a la inclinación se pueden realizar hasta 23 cortes de 2m. obteniendo una longitud de minado de 49 m. en el tajeo. Utilizando para ello un brazo de 50 m. en horizontal.

2.2 BASE TEORICA Y CONCEPTUAL

2.2.1 RAMPA

Trabajos subterráneos con pendiente positiva o negativa que permiten el acceso desde la superficie hacia distintos niveles de trabajo (con distintas cotas) al interior de la mina, pueden ser realizadas en formas circulares, elípticas, zigzag, en ocho o en línea recta.

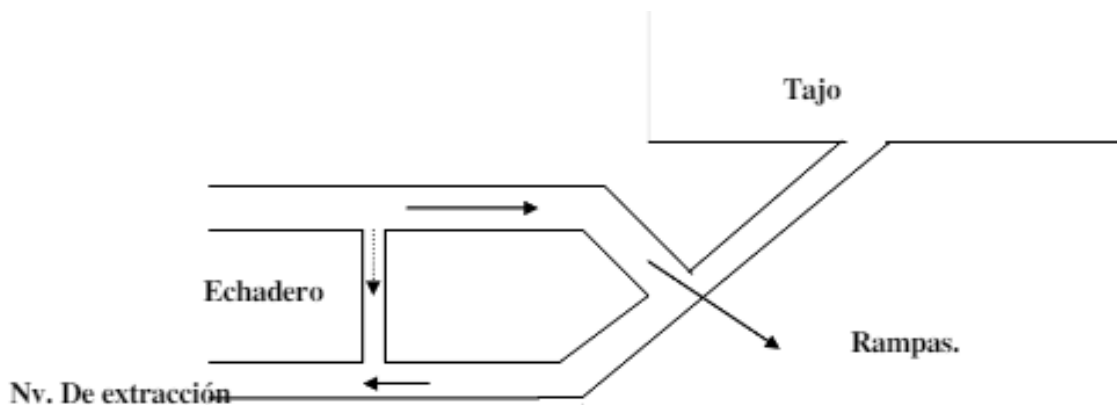
Realizan el papel de acceso para equipos, personal, traslado de minerales desde la superficie o entre niveles, extracción de minerales mediante métodos flexibles como equipos de bajo perfil, ventilación de la mina; así como también instalación de servicios para la mina (agua, aire, electricidad).

2.2.1.1 Tipos de Rampa

2.2.1.1.1 Forma de Y

Se compone de una rampa elevada destinada a la recuperación de minerales y diferentes servicios, en particular el relleno, y otra rampa baja para el desecho o descarga de los minerales obtenidos. Estas rampas se desarrollan rápidamente, casi sin preparación (Ver Fig 1). (Gutiérrez Valero, 2017)

Figura 1. Rampa en “Y”



Fuente: Huicho, 2021

2.2.1.1.2 Forma de Espiral

Es un mecanismo que une dos cotas, el cual se lleva a cabo en el cuerpo mineralizado. En esta zona y en la labor, todo el equipo motorizado se encuentra en movimiento. Se emplea como medio de desplazamiento y para seguir la secuencia de mineralización. En la parte final de la rampa se realizan ventanas las cuales servirán de preparación de las mineras. La pendiente de estas rampas debe estar entre el 7% y el 12%, y no más, ya que esto tendrá un mayor impacto en

los equipos, ya que no pueden atravesar todo el largo de la rampa con pendientes pronunciadas disminuye la fuerza de los equipos y por ende tenemos menores tiempos de transporte y menor rendimiento de extracción de minerales. (Ver Fig 2) (Gutiérrez Valero, 2017)

Figura 2. Rampa Espiral

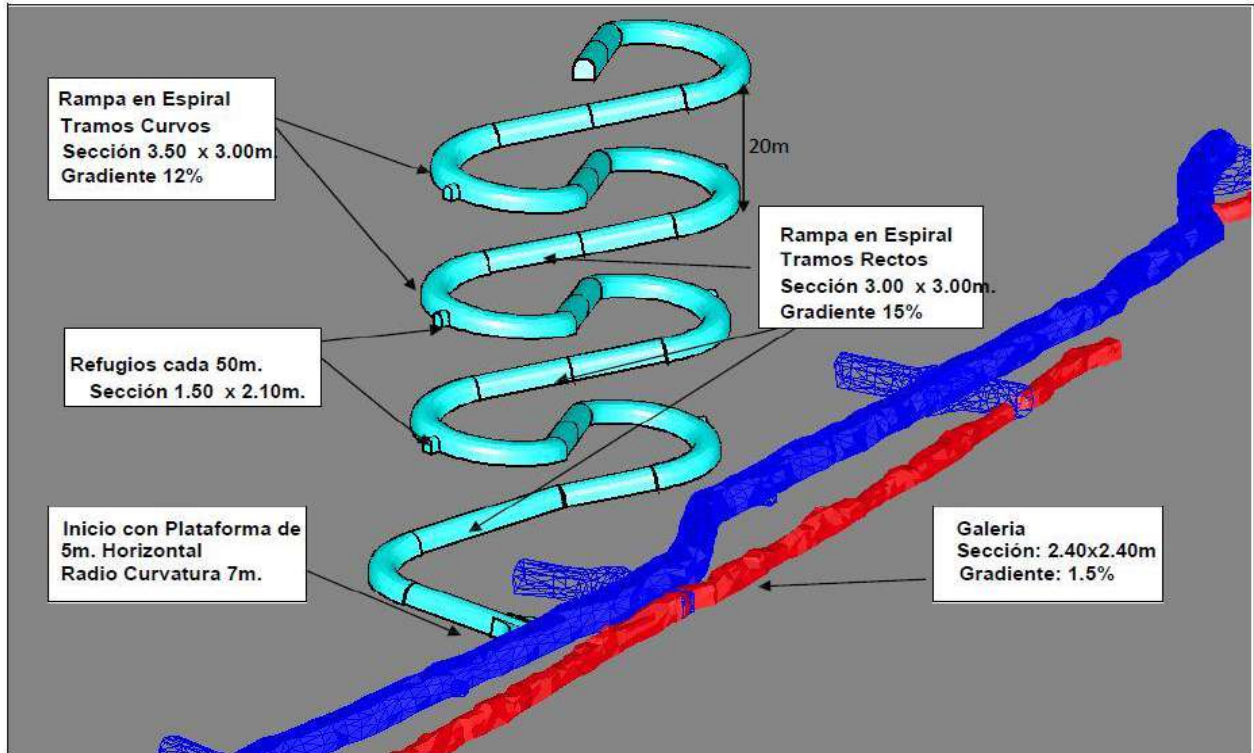


Fuente: Bibliocad

2.2.1.1.3 Forma de Zigzag

Generalmente, el desarrollo se inicia desde la superficie paralela de la zona mineralizada y a lo largo de la rampa se determinará por la longitud de la veta. La rampa comienza con una inclinación media del 10% y disminuye la inclinación en las partes curvas. Usualmente se utiliza material sin valor o estéril, rocas duras o con roca competente. Con la experiencia se ha evidenciado que se debe realizar lo más paralelo posible a la dirección de la veta, es decir, en una de las cajas, preferentemente en la caja del suelo. Por las dimensiones de la Rampa están en función a varios factores de diseño ya indicados. (Ver Fig 3).

Figura 3. Rampa Basculante



Fuente: Bibliocad

2.2.2 GEOMECANICA

A través de la categorización geomecánica de la roca en labores subterráneas, es posible determinar los planes a implementar, para asegurar la correcta instalación de los sostenimientos.

Hay diversos tipos de roca, cada uno representativo y con propiedades físicas distintas. También existen diversas circunstancias que necesitan de reforzamiento extra para afirmar los estratos de la roca, consolidar los bloques y evitar el derrumbe de la roca.

Generalmente el macizo rocoso se presenta como un conjunto ordenado de bloques irregulares, divididos por discontinuidades geológicas, así como fisuras o fallas. Por esta razón, la

descripción geomecánica del macizo rocoso es complicada, ya que debe abarcar las características de la matriz rocosa como también las discontinuidades.

En conclusión, la construcción de una excavación subterránea es una estructura sumamente compleja, el cual es en gran parte el diseño de los sistemas de sostenimiento. Es así que el propósito principal del diseño de los sistemas de refuerzo para las excavaciones subterráneas es asistir al macizo rocoso en su soportar; en otras palabras, su objetivo principal es regular la "caída de rocas" que representa una forma de inestabilidad el cual se manifiesta de varias formas.

Controlar los riesgos de accidentes a personas, equipos y pérdidas de materiales (producto de la inestabilidad que presenta una labor durante su abertura), constituye una preocupación primordial que debe ser considerada en la planificación de las labores mineras.

Los tres sistemas más conocidos para La Clasificación Geomecánica de la Roca son los siguientes:

RQD (Rock Quality Designation) Designación de la calidad de roca, Deere et al, 1967).

RMR (Rock Mass Rating) Clasificación de la masa rocosa, Bieniawski (1973, 1989).

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

2.2.2.1 RQD (Designación de la calidad de roca)

Proceso que utiliza la calidad de las muestras de perforación (sondajes) diamantina (Deere et al, 1967) para determinar la calidad de la roca masiva in situ.

Normalmente muestras de 54,7 mm x 1,5 m, resultando en un porcentaje como el siguiente:

Tabla 2. Tabla de clasificación RQD

RQD (%)	CALIDAD DE LA ROCA
0 – 25 %	Muy Malo
25 – 50 %	Malo
50 – 75 %	Regular
75 – 90 %	Bueno
90 – 100 %	Muy Bueno

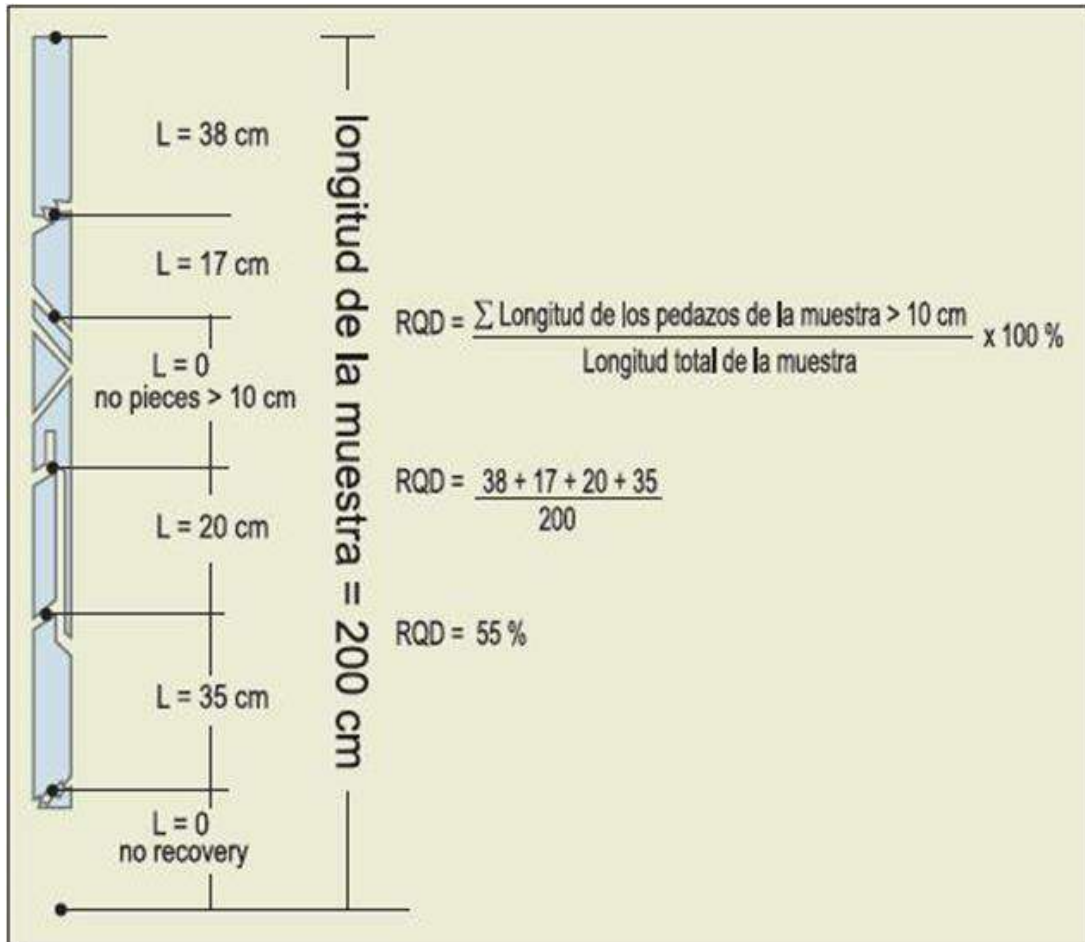
Fuente: (Deere, 1964)

2.2.3 RMR (Rock Mass Rating)

La clasificación geomecánica RMR facilita la obtención de un índice de calidad para el macizo rocoso, basándose en la resistencia de la roca sin alteraciones, el fracturamiento y diaclasado de las discontinuidades de la roca, la existencia de agua y la dirección de las discontinuidades en relación al elemento en análisis: túnel, talud o cimiento.

El índice RMR va desde 15 hasta 100 puntos a partir de los cuales el macizo rocoso puede clasificarse en 5 categorías (Ver Fig 5).

Figura 4. 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 (Deere, 1964)

Parámetros geo mecánicos que intervienen en el índice RMR son:

- Propiedades de la roca matriz: Se determina mediante el ensayo de compresión simple en los testigos de rocas o mediante el ensayo de carga puntual. La calificación oscila entre 0 y 15 puntos, en función de la resistencia de la roca.
- RQD

Evalúa el nivel de fracturación del macizo rocoso de acuerdo al RQD, un valor universalmente reconocido, desde 3 puntos para un valor de RQD que no exceda el 25% hasta 20 puntos para un valor de RQD que exceda el 90%.

- Separación entre diaclasas

Como se menciona en el enunciado, el espaciamiento entre discontinuidades es el punto de referencia. La calificación puede llegar a 20 puntos para diaclasas que se separan por más de 2 m y un valor mínimo de 5 para diaclasas que se espacian por menos de 6 cm.

- Estado de las diaclasas

Facilita la evaluación del estado de las diaclasas mediante la persistencia o también longitud de las discontinuidades, la abertura, la rugosidad, la existencia de relleno y la modificación de las uniones. El máximo valor se sitúa en 20 puntos, mientras que el mínimo es de 0.

- Presencia de agua freática

Evalúa las infiltraciones de agua en el macizo, el movimiento del agua y la humedad existente en las discontinuidades. La puntuación llega a 15 en un macizo rocoso que está seco y a 0 cuando el agua fluye entre las uniones con un flujo mayor a 125 l/min o cuando la relación entre la presión del agua y la tensión principal mayor supera el 0,5.

- Corrección por la orientación de las discontinuidades

Nos facilita la corrección del índice RMR al dirigir las principales discontinuidades en el macizo, en relación con la dirección de la excavación. La evaluación de este parámetro varía desde tendencias "extremadamente favorables" hasta tendencias "extremadamente

desfavorables", y sus puntuaciones varían dependiendo de si se refiere a un túnel con valores entre 0 y -12, un talud con valores entre 0 y -60 y una base con valores entre 0 y -25.

A partir de los parámetros geomecánicos anteriores, se muestra a continuación el cálculo RMR de (Bieniawski, 1989), también llamado RMR 89 donde puede estimarse de forma online el RMR a partir de los parámetros geomecánicos principales:

La hoja de cálculo tipo excel del RMR es muy fácil y intuitiva de utilizar, tan solo tienes que ir siguiendo los distintos pasos (Ver Fig. 5).

Figura 5. 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)

2.2.4 LABORES SUBTERRÁNEAS

La labor minera es cualquier espacio excavado con el objetivo de explotar y/o explorar un depósito minero. Una mina comprende todas estas labores, particularmente cuando se realizan a profundidad del subsuelo. El método de explotar un yacimiento a través de la minería se denomina “Laboreo de Minas”. El área de trabajo en la que se realiza la excavación se conoce como frente, corte o testero. Las tareas que solo cuentan con una entrada, como una galería en progreso, se conocen como labores en fondo de saco. Por ello es necesario forzar la ventilación a través de una tubería hasta el frente de la tarea.

Un procedimiento es la extracción del mineral, desde el interior de la mina hasta la superficie. Para alcanzar este fin, se llevan a cabo una serie de labores que se pueden sintetizar en las siguientes etapas:

Etapa 1: Exploración; Su propósito es hallar el mineral mediante labores avanzadas como cortadas, galerías y chimeneas.

Etapa 2: Evolución; Tras ser hallado el mineral, se identifica en sus tres dimensiones.

Etapa 3: Preparación; Selección de geometría para una especie o localización económica. Previo a comenzar la explotación, se llevan a cabo tareas extra de acuerdo al diseño del método de explotación.

Etapa 4: Operación Mina; Etapa que involucra la realización de tareas que funcionarán como infraestructura para uno o varios niveles de una sección, o incluso para múltiples secciones. Esta es la etapa final que también incluye la extracción del mineral cubicado en bocks.

2.2.4.1 Clasificación de labores subterráneas

- a) Labores mineras de acceso
 - Pique
 - Rampa
 - b) Labores mineras de Preparación
 - Chimeneas
 - ByPass
 - Galerías
 - Subniveles
 - c) Labores Auxiliares
 - Cortadas
 - Chimeneas de Ventilación
- Labores de Explotación
- Tajos

2.2.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA

Hay diversas categorizaciones de los métodos de explotación empleados en el interior, orientadas al análisis de varios parámetros o enfoques.

La planificación de un proyecto minero es constantemente cuestionada por la variedad de características de los depósitos subterráneos. La ingeniería tiene que manejar varios parámetros y particularidades de un yacimiento al planificar un proyecto de minería. Como, por ejemplo, el grosor, el buzamiento y su dirección pueden representar un desafío al dimensionar la red de

accesos. El mineral posee una dureza, la cual es importante, ya sea por su facilidad para derrumbarse o por la necesidad de volarla para ser recuperada. El mineral puede ser resistente, pero la roca de techo puede ser propensa a derrumbarse con facilidad. La roca a muro puede ser suave y no poder cumplir con gran parte de los requerimientos que implica una extracción minera. Buzamientos que son inferiores al ángulo de reposo pueden generar dificultades en la recuperación, dado que el mineral no se desplazará debido a la gravedad sobre las superficies tan planas que se están formando. El agua puede representar un desafío. Estos son solo algunos de los elementos a tener en cuenta. (Ver Fig. 6).

Figura 6. Métodos de explotación subterránea



Fuente: *Introducción a la Minería Subterránea. Vol. IV: Métodos de explotación de interior* (Bieniawski, 1989)

2.2.6 Método corte y relleno

El método de corte y relleno (Cut-and-fill mining) consiste en extraer la mena a través de cortes horizontales, que se inician en un descenso inferior en la cámara donde luego se

desarrollará la explotación. Es un procedimiento parecido al de "cámaras almacén", aunque las cámaras se llenan con material suelto o cementado que proviene de fuera de la mina, ya que la roca encajonante necesita elementos de apoyo para mantenerse estable o para que las cámaras se llenen. El mineral se extrae en líneas horizontales y/o verticales, comenzando por la parte baja de un tajo y progresando verticalmente. En contraste con el método de cámaras de almacén, en esta situación las cámaras pueden tener una longitud considerablemente mayor.

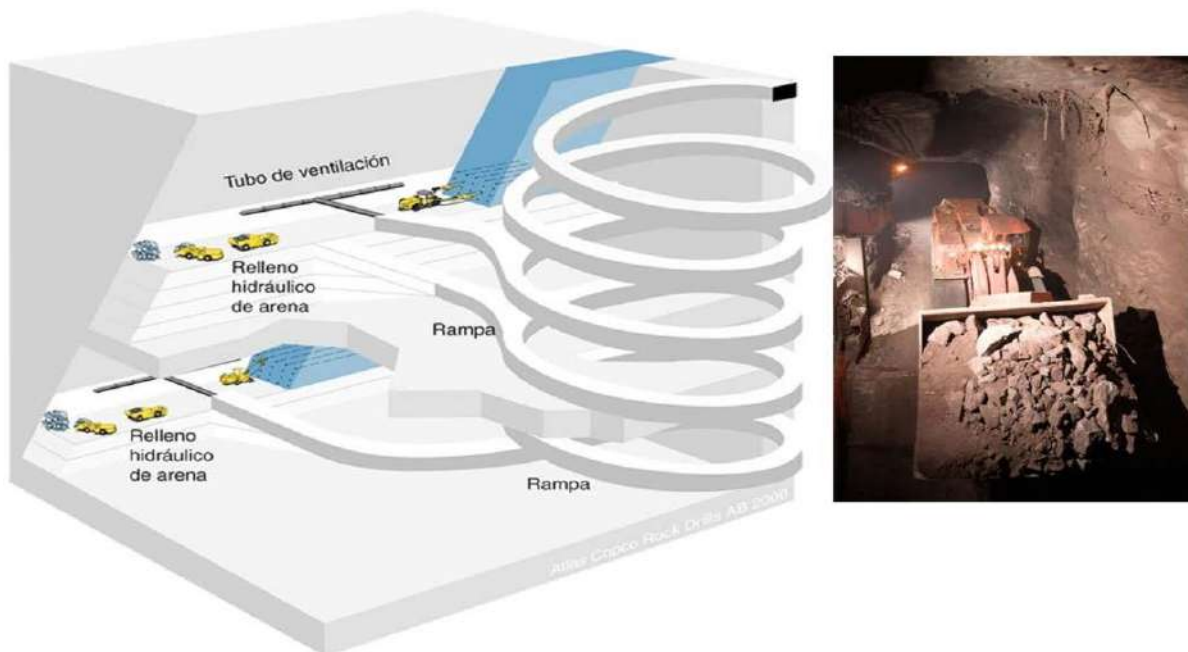
Una vez que se ha extraído toda la franja, se llena todo el espacio que corresponde con material estéril, que actúa como suelo de trabajo para la siguiente franja, mientras permite sostener las paredes y, en situaciones especiales, el techo.

El procedimiento puede aplicarse en depósitos que muestren las siguientes propiedades:

- Buzamientos que superan los 50° , en roca incompetente (hastiales débiles) o de mala calidad geotécnica, con un cuerpo mineralizado de potencia moderada y con límites estables. Mineral de firmeza moderada a baja.
- Depósito de largas distancias (se admiten irregularidades y discontinuidades).
- De escasa potencia ($< 30\text{m}$), amplia extensión y, en comparación, con mineral de elevada ley y valor (uniforme o variable, lo que podría resultar en una explotación más concentrada).
- Buzamientos de 60° un poco más horizontales, podrían ser aceptados si los coladeros tienen una inclinación que supera el ángulo de reposo (más tareas en estéril).
- Profundidad: a partir de 2000 metros.

Sus mayores beneficios radican en que la recuperación alcanza cerca del 100%, siendo considerablemente mejor selectivo que el método de cámaras por subniveles o por VCR. Esto implica que se pueden explotar secciones de alta ley y dejar aquellas áreas de baja ley sin aprovechar. Se trata de una alternativa atractiva cuando se presenta una forma irregular y una mineralización dispersa. Es un procedimiento seguro que puede lograr un elevado nivel de mecanización. (Ver Fig. 7).

Figura 7. Método de explotación corte y relleno ascendente



Fuente: Introducción a la Minería Subterránea. Vol. IV: Métodos de explotación de interior (Bieniawski, 1989)

2.3 OPERACIONES DE CICLO DE MINADO

2.3.1 Perforación

Es un proceso fundamental de unificación del ciclo de minado. Tras un adecuado desatado, se lleva a cabo la marcación de la línea central (eje), la línea de gradiente y finalmente se pinta la

mall. Luego se lleva a cabo la conexión de agua y energía eléctrica, llevada a cabo por el operador y ayudante de Jumbo. Después se inicia la perforación que implica la penetración de la roca generando orificios cilíndricos o taladros, los cuales deben mantener un buen paralelismo entre taladros y deben quedar limpios (barrido), la razón de la perforación es lograr taladros cilíndricos para cargar mezclas explosivas y detonarlas para así fragmentar la roca.

2.3.1.1 Factores de Selección de máquinas perforadoras

Para la correcta selección de la máquina perforadora se toma en cuenta los siguientes parámetros:

Condiciones

- Altura, temperatura mínima y máxima, condiciones ambientales en la mina (subterránea)

Cuerpo mineralizado

- Tamaño, largo ancho y alto
- Reservas mineras y recursos geológicos
- Minerales valiosos y diluyente

Tipo de roca y propiedades

- Resistencia / dureza / peso específico / esponjamiento
- Condiciones Mecánica de la roca

Tipo de mina y guardias

- Método de explotación
- Producción anual por cada método
- Tipo de turnos (3 turnos de 8 horas, 2 turnos de 12 horas)
- Productividad (Ton/hombre)

Tabla 3. Aplicación de perforadoras

Aplicaciones	Productos
Perforación de frentes	Boomers Perforadoras Jumbos Neumáticas Livianas Simba
Perforación de Producción	Simba Top Hammer y Down the Hole
Seguridad	Scaletec, Boltec, Cabletec, Pernos Swellex

Fuente: (RECMIN, 2023)

2.3.1.2 Disponibilidad de equipos

Es el % de horas hábiles que el equipo está listo para operar mecánicamente.

$$\%D_{total} = [(Horas\ planificadas\ de\ operación - Horas\ con\ equipo\ en\ falla) / (Horas\ planificadas\ de\ operación)] \times 100$$

2.3.1.3 Máquinas Perforadoras

En la diversidad de labores de excavación se han producido numerosas máquinas utilizando diferentes técnicas de perforación:

A) Perforación manual

Se realiza con equipos livianos gestionados manualmente por los perforistas. Se aplican en labores de tamaño reducido donde, debido a las dimensiones, no se pueden emplear diferentes máquinas o donde su uso está económicamente justificado.

b) Perforación mecanizada

Estos equipos de perforación se encuentran montados en estructuras mecanizadas, permitiendo al operador gestionar los parámetros de la perforación generales, desde posiciones favorables.

2.3.2 Clasificación de Máquinas perforadoras

Se clasifican en:

2.3.2.1 Perforadoras convencionales neumáticas

Leg Jack: Esta perforadora tiene una barra de avance que puede emplearse para efectuar taladros de ángulo horizontal e inclinado. Principalmente se emplea en la construcción de galerías, subniveles y rampas. Emplea una barra de avance para sostener la perforadora y brindar confort al perforista al manejarla.

Jack Hammer: Las perforadoras empleadas en la construcción de piques, llevan a cabo la perforación vertical o con inclinación descendente. En cuanto al avance se produce a través del peso propio de la perforadora.

Stoper: Se utiliza esta perforadora para la construcción de chimeneas y el tajeado en trabajos de explotación (perforación vertical ascendente). Se compone de un equipo de perforación vinculado a la barra de avance, lo que lo convierte en una unidad robusta y compacta.

2.3.2.2 Tipos de Jumbos

Se categorizan en función del tipo de perforación o uso, fundamentalmente existen 3 clases de Jumbos.

Jumbos para la producción de tiros largos (radiales): Se caracterizan por tener un solo brazo y perforarán de manera perpendicular a la sección del túnel en 360°.

Jumbos de perforación frontal: Realizados por jumbos de uno, dos, tres, cuatro brazos de perforación simultánea, siempre en dirección horizontal y siempre en sentido horizontal.

Jumbos Emplendadores: Facilita el fortalecimiento seguro y eficaz de las estructuras de los techos en las minas subterráneas.

Figura 8. Máquinas perforadoras

METODO DE EXPLOTACION	CAMARAS Y PILARES		CAMARAS ALMACEN		CORTE Y RELLENO	
TECNICA DE PERFORACION Y VOLADURA	 EXLOTACION POR GALERIAS	 BANQUEO VERTICAL	 PERFORACION ASCENDENTE VERTICAL	 PERFORACION ASCENDENTE HORIZONTAL	 PERFORACION VERTICAL	 PERFORACION HORIZONTAL
EQUIPO DE PERFORACION APLICABLE	 JUMBO PARA PERFORACION DE GALERIAS	 CARRO SOBRE ORUGAS	 VAGON PERFORADOR	 JUMBO PARA PERFORACION DE GALERIAS	 PERFORADORA MANUAL CON COLUMNA	 PERFORADORA MANUAL CON EMPUJADOR
DATOS DE PERFORACION						
- TIPO DE BOGA						
- DIAMETRO DE PERFORACION (m.m.)	38 - 48	64 - 76	33 - 38	38 - 48	29 - 33	29 - 33
- PROFUNDIDAD DEL BARRENO (m.)	3.0 - 5.5	S/ SE REQUIERA	3.0 - 4.0	3.0 - 4.0	2.0 - 2.5	2.0 - 3.5

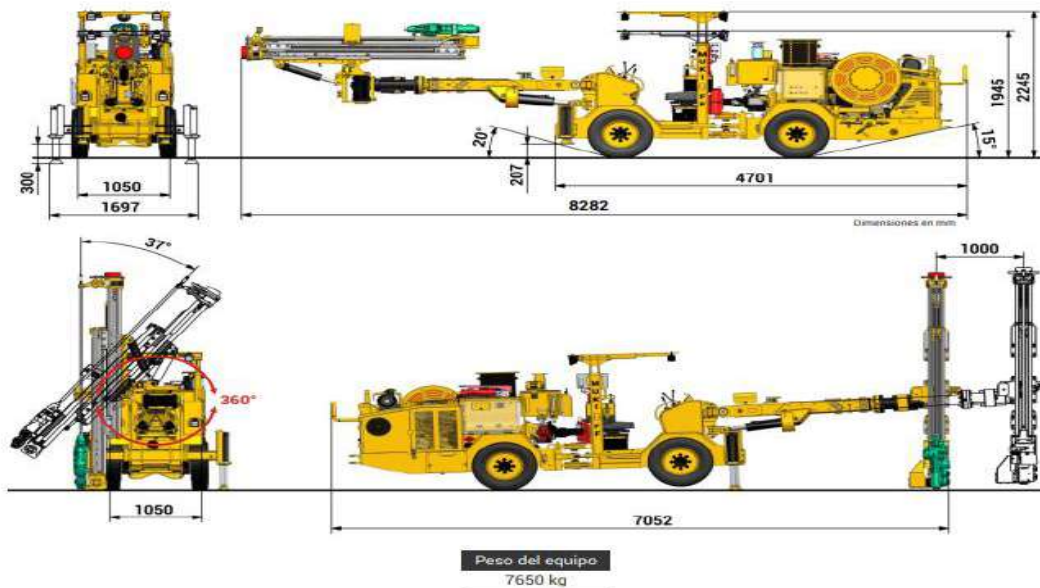
Fuente: (RESEMIN, 2023) (RECMIN, 2023)

2.3.2.3 Equipo de perforación MUKI FF

MUKI FF es un jumbo electrohidráulico de 1.05 m de ancho con perforación frontal, diseñado para secciones reducidas de 1.5 m de ancho x 2.0 m de alto que llega a secciones de 3.5 x 3.5 m. También puede funcionar como Drill Superior para realces en Corte y Relleno.

Las características técnicas se especifican en la Figura 9, 10, 11, 12, y tabla 4 y 5.

Figura 9. Equipo Muki FF



Fuente: (RESEMIN, 2023)

Tabla 4. CARACTERISTICAS TECNICAS

PERFORADORA		VIGA	
• Modelo	Montabert HC 50	• Modelo	RE 2500 series
• Potencia de impacto	14 kW	• Avance de perforadora	Motor hidráulico y cadena
• Presión de percusión	110 - 130 bar	• Viga Telescópica 6'-10'	Barras de 6 hasta 10 pies
• Frecuencia de percusión	62.5 Hz (3750 bpm)	• Extensión de viga	600 mm
• Velocidad de rotación	0 - 193 rpm	Opciones:	
• Torque de rotación	385 Nm	• Viga Telescópica 8'-10'	Barras de 8 y 10 pies
• Diámetros de perforación	45 - 76 mm	• Viga de Avance 8'	Barras de 8 pies para Boom 2.1
• Consumo de aire (barrido)	7m ³ /min @250cfm (8-10 bar)		
• Consumo de aire (lubricación)	5 l/s (a 3 bar)		
• Consumo de aceite (lubricación)	0.8 cc/min	BOOM	
• Consumo de agua	30-60 l/min (12-20 bar)	• Modelo	Boom 2.4
• Shank Adapter	R32 hembra	• Extensión de boom	1000 mm
• Peso	104 kg	• Angulo de levante	+48° / -24°
		• Angulo de giro	±30°
		• Rotación	360°
		• Cilindros hidráulicos	Parker
		Opción:	
		• Boom 2.1	para Viga de Avance 8'

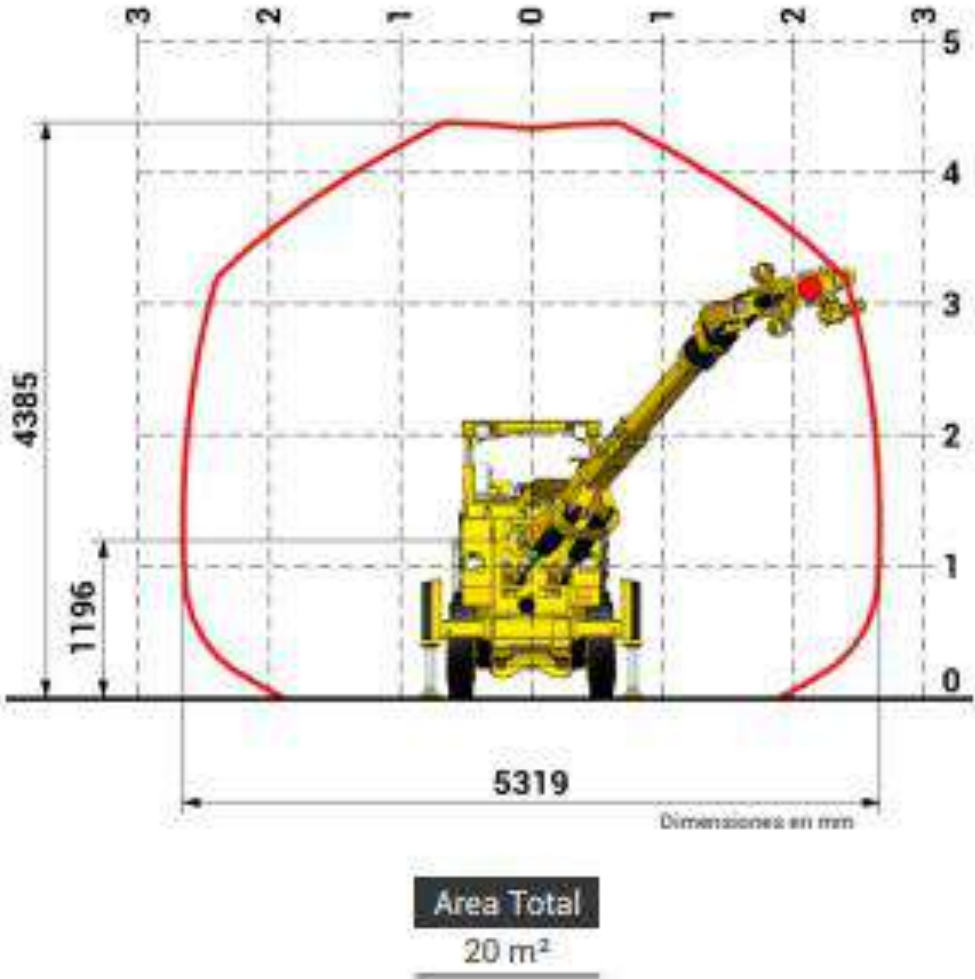
Fuente: (RESEMIN, 2023)

Figura 10. Opción de empernado semi-mecanizado



Fuente: (RESEMIN, 2023)

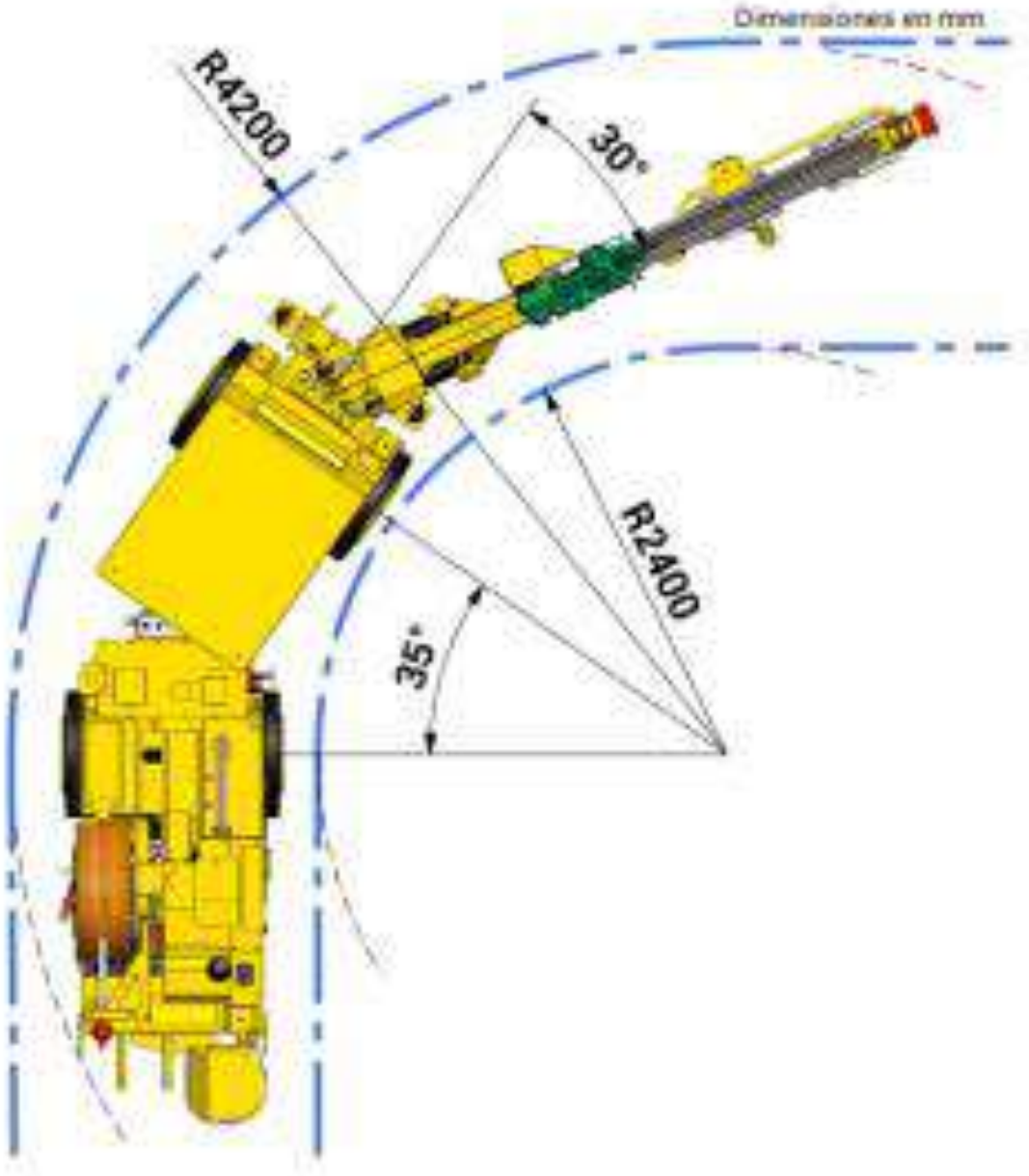
Figura 11. Área de cobertura



Fuente: (RESEMIN, 2023)

El equipo electrohidráulico MUKI FF tiene una capacidad de perforación para labores de secciones 5x4 con el brazo entendible como muestra la figura 11.

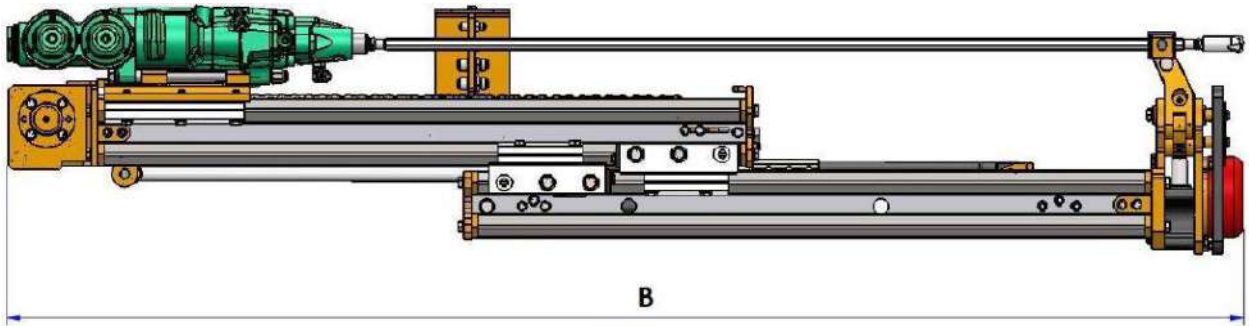
Figura 12. Radio de Giro



Fuente: (RESEMIN, 2023)

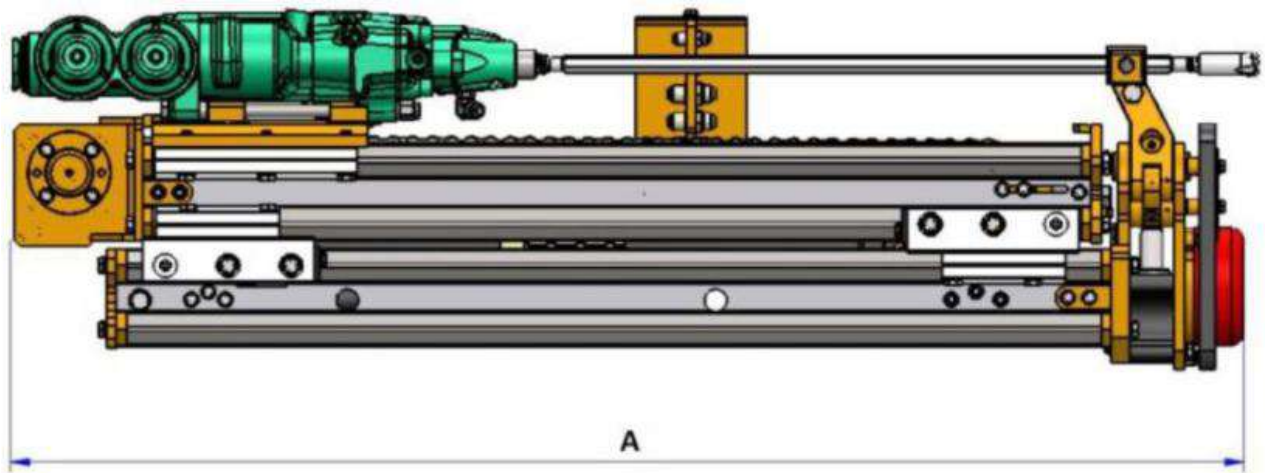
Para el correcto traslado del equipo, se recomienda labores con una curvatura no menor a 2.4m.

Figura 13. Opciones de viga telescópica



Fuente: (RESEMIN, 2023)

Figura 14. Viga telescópica



Fuente: (RESEMIN, 2023)

Tiene como principales componentes:

Perforadora Modelo Montabert HC 50

Barra de perforación de 6' – 12'

Centralizador Hidráulico

Tabla 5. Características de viga telescópica

Viga Telescópica	Retraído (A) mm	Extendido (B) mm	Barra Retraído	Barra Extendido	Longitud de perno
8 - 10	3320	3927	8' - R32 - Hex 28 - R28	10' - R32 - Hex 28 - R28	7' (2.1 m)
6 - 10	2710	3927	6' - R32 - Hex 28 - R28	10' - R32 - Hex 28 - R28	5' (1.5 m)
6 - 8	2710	3320	6' - R32 - Hex 28 - R28	8' - R32 - Hex 28 - R28	5' (1.5 m)
5 - 8	2410	3320	5' - R32 - Hex 28 - R28	8' - R32 - Hex 28 - R28	4' (1.2 m)
4 - 7	2020	3007	4' - R32 - Hex 28 - R28	7' - R32 - Hex 28 - R28	3' (0.9 m)

Fuente: (RESEMIN, 2023)

2.3.2.4 Vida Útil y económica del Equipo

Se denomina "vida económica de una máquina" al periodo en el que puede funcionar de manera eficaz llevando a cabo un trabajo económico, satisfactorio y oportuno, siempre que se conserve y mantenga de manera adecuada. (Castillo M, 1998)

La durabilidad o vida útil del equipo se basa en diversos y complejos factores, como averías de producción, condiciones laborales, mantenimiento, habilidad y atención de los operadores, entre otros. Usualmente, los fabricantes proponen estimaciones de la durabilidad de los equipos. No obstante, esos valores son el producto de investigaciones estadísticas diseñadas para condiciones norteamericanas o europeas, y no debemos olvidar que en América Latina existen elementos de naturaleza económica, que impactan de manera significativa en la eficacia, cantidad y economía de los trabajos de construcción en su totalidad, que varían significativamente de las condiciones económicas de los equipos en esas regiones. Estos elementos requieren la elaboración de estadísticas que se ajusten a la realidad de nuestro país. Se repite, entonces, la necesidad de que el administrador de equipos tenga una estadística completa de la operación y de los costos de los Equipos.

- Costo de depreciación de la perforadora

Para calcular el costo de depreciación se obtiene las siguientes formulas:

$$W = C - S$$

Donde

W hace referencia al valor que se va a depreciar,

C es el salvamiento de la maquinaria,

S el valor que tiene dicha maquinaria después de la utilización que se le da, es decir después que de que cumpla su vida útil dicho equipo es vendido.

- Vida útil de la perforadora

Dado que el equipo se utiliza varias horas al año, necesitamos determinar su duración de uso. Para ello, debemos dividir el número de horas al año que se emplea entre la duración en horas que se tiene. De esta manera, podemos determinar la duración de uso del equipo.

$$\text{Vida Útil de la maquina} = \text{Vida Útil (Horas)} / \text{Utilizacion Horas por año}$$

2.3.2.5 Rendimiento del equipo

El rendimiento o producción se refiere al volumen de trabajo efectuado en una unidad de tiempo. Es la cantidad de material que se ha excavado, trasladado, compactado, etc.; por hora, calculado de acuerdo a la especificación.

$$R = V \times T \times N$$

Donde

V: Velocidad de penetración en m/min

T: Tiempo trabajado en horas

N: Numero de taladros en m/h, m/día

2.3.2.6 Mantenimiento de equipos

La conservación y el mantenimiento de maquinaria minera es una tarea importante para lograr todos los propósitos de un proyecto con resultados satisfactorios. Por lo tanto, resulta fundamental llevar a cabo un control de calidad de los equipos para prevenir así peligros financieros y operativos.

Tabla 6. Mantenimiento de equipos

Mantenimiento Preventivo	El principal rasgo de este tipo de Mantenimiento es la revisión de los equipos y la identificación de las averías en su etapa inicial, y su corrección en el instante adecuado. Con un adecuado Mantenimiento Preventivo, se adquieren habilidades en la identificación de las razones de las averías recurrentes o del tiempo de funcionamiento seguro de un equipo, además de identificar las debilidades de las instalaciones, máquinas y demás.
Mantenimiento Predictivo	Mantenimiento está centrado en identificar una avería antes de que ocurra, para permitir su corrección sin

	afectar el servicio, ni detener la producción, etc. Estos controles pueden realizarse de manera regular o constante, dependiendo de los tipos de equipo, sistema de producción, entre otros.
Mantenimiento del equipo total	El TPM es un enfoque innovativo para el mantenimiento que optimiza la efectividad del equipo, y promueve el mantenimiento autónomo a través de actividades día a día que incluye todo el personal.

Fuente: (RESEMIN, 2023)

2.3.4 VOLADURA

El proceso de voladura de rocas, es un proceso fundamental del ciclo de minado, consiste en fracturar la roca a través del uso de explosivos para simplificar la extracción del material fracturado.

2.3.4.1 Factor de potencia

Es la determinación del factor de voladura, en la que se toma en cuenta la cantidad de kilogramos de explosivos divididos entre el número de toneladas de mineral que se ha roto. El promedio normal o estandar está establecido en 0.28 kg/TM.

Factor de potencia = N° kg explosivo (kg ANFO + kg Emulsión) /TM Rotas (long, x ancho x long. de perforación x densidad)

$$Fv = \frac{Kg/disp}{Tn/disp}$$

$$Fv = Kg/Tm$$

2.3.4.2 Factor de carga

Cálculo de voladura donde se considera la cantidad de explosivo que se suministra por taladro a la hora del disparo

Factor de carga= N° kg explosivo (kg ANFO + kg Emulsión)/ N° de taladros

Luego de realizar el cálculo adecuado de los factores de potencia y de carga se procederá con el despacho de explosivos (Emulsión, ANFO) y accesorios (Faneles de periodo corto de 2.5 m. mechas rápidas, mechas de seguridad, cordón detonante), se realiza el carguío manual con personal de la labor, apoyados con sopletes neumáticos y tacos de arcilla, los faneles se colocan una serio de números cada fila en el caso de terminar la serie completa se procede a realizar un puente para continuar nuevamente con la numeración de faneles. Al concluir el carguío, se realizará el chispeo de esa labor y la explosión dará comienzo de nuevo al ciclo de minado.

Accesorio adicional a la mecha rápida, formado por un casquillo de aluminio que se encuentra ranurado a lado de la base, e incluye una masa pirotécnica específica e impermeable al agua. La mecha rápida se sitúa en la ranura, se presiona la base para garantizar el contacto y al encenderla, el conector capta la chispa, la cual se transmite a la mecha lenta o de seguridad.

2.3.4.3 Voladura en Frentes

Procedimiento en el que se utilizan explosivos para la rotura y desintegración del macizo rocoso. Esta fase establece el ciclo de minado, ya que de él depende todo el proceso operativo y, por consiguiente, los resultados.

Los explosivos son sustancias químicas con un gran potencial energético. Estos llegan a reaccionar con gran violencia al ser estimulados por un fulminante u otro estímulo externo, se producen con distintas propiedades como potencia, resistencia al agua y simpatía; además, de diversas dimensiones dependiendo de las necesidades de la mina.

Podemos mencionar algunos explosivos utilizados en los tajeos y frentes se encuentran:

2.3.4.3.1 Explosivos y Accesorios de voladura

A) Accesorios de voladura

A1. MECHA RÁPIDA

Se denomina mecha rápida a un elemento del sistema convencional de inicio de voladuras, que consta de una masa pirotécnica, dos conexiones y una envoltura exterior de plástico.

Durante su combustión, la mecha rápida genera una llama incandescente que alcanza la temperatura necesaria para activar la masa pirotécnica del conector de mecha rápida, lo que a su vez garantiza el encendido eficaz de la mecha de seguridad.

Tipo y usos

Para satisfacer los requerimientos de trabajos en minería y construcción civil, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. ofrece los siguientes tipos:

- Mecha rápida Z - 18
- Mecha rápida Z - 19. (Ver Fig. 15 y 16)

Figura 15. Mecha rápida z-18



Fuente: (FAMESA, 2023)

Figura 16. Características técnicas mecha rápida z-19 y z-18

Características técnicas	Mecha rápida Z - 18	Mecha rápida Z - 19
Color de la Mecha Rápida	Rojo	Verde
Material de la cobertura exterior	Plástico	Plástico
Tiempo de combustión a.n.m (s/m)	35 ± 5	26 ± 5
Diámetro externo (mm)	2 ± 0,3	2 ± 0,3
Peso total (g/m)	Min. 6,0	Min. 6,5

Fuente: (FAMESA, 2023)

A2. CARMEX®

El CARMEX® ha sido ideado y desarrollado como un sistema de iniciación seguro y eficaz para realizar voladuras tradicionales.

El CARMEX® se compone de los siguientes elementos: un Fulminante Común N° 8, una sección de Mecha de Seguridad, un Conector de Mecha Rápida y un Block de sujeción. Este

último constituye un seguro de plástico, cuyo objetivo es garantizar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida.

El CARMEX® es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector. (Ver Fig. 17)

Figura 17. Carmex



Fuente: (FAMESA, 2023)

A3. FANEL®

El Fanel® es un sistema de inicio eficiente destinado a la minería subterránea, superficial y obras civiles, que brinda las ventajas de sincronización segura, suprimiendo cualquier riesgo de conexiones incorrectas. Se compone de los siguientes elementos:

- Factor de retraso: Se trata de un Fulminante N° 12 que alberga un explosivo primario altamente sensible, uno secundario de gran potencia explosiva y un elemento de retraso correspondiente a su número de serie, lo que facilita su detonar en distintos periodos de tiempo. Por ello se ofrece al mercado dos escalas: período corto y período largo (MS y LP) (Ver Fig. 18).

Figura 18. Fanel MS yLP



Fuente: (FAMESA, 2023)

B) Explosivos

B.1 Emulsión

Estos explosivos son de tipo agua en aceite, en la cual su fase dispersa se compone de nitrato de amonio soluble, mientras que su fase continua se compone de aceites, ceras y parafinas especiales. Estas se mantienen unidas mediante un emulsificante y sensibilizadas por microesferas de vidrio. Estos explosivos están sustituyendo a las dinamitas. (Ver Fig. 19 y 20).

Figura 19. EMULNOR®

Características técnicas

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm³)	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de confinado *	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación (m/s) s/confinar **	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
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 (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
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



Fuente: (FAMESA, 2023)

B .ANFO

Este producto es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Está formulado con 93.5% a 94.5% de nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo este ser: petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado (Ver Fig. 5).

Figura 20. SUPERFAM® DOS AE

Características técnicas

	SUPERFAM® DOS AE
Densidad aparente (g/cm³)	0,82
Velocidad de detonación (m/s) *	3 200
Presión de detonación (kbar)	54
Energía (kcal/kg)	1 049
Potencia relativa en peso (RWS) **	110
Potencia relativa en volumen (RBS) **	113
Resistencia al agua	Nula

Fuente: (FAMESA, 2023)



2.3.5 Eficiencia en Explosivos

Es un factor que representa el nivel de utilización práctica de la energía liberada de una mezcla explosiva, en comparación con los parámetros termodinámicos determinados de manera teórica.

La eficiencia total depende de diversas variables, algunas de ellas son internas e inherentes al explosivo debido a la eficacia de su formulación química, mientras que otras son externas y dependen del diseño de la voladura o las condiciones presentes en el lugar. Las variables externas que llegan a influir en la eficacia total de un explosivo abarcan, además de la eficiencia inicial, las condiciones del agua, el diámetro de la carga, la longitud de la carga, el nivel de confinamiento, la temperatura, las consecuencias de la detonación de cargas explosivas próximas, entre otras.

2.3.6 Tipos de explosivos utilizados en minería subterránea

Tabla 7. Tipos de explosivos

Explosivos Primarios	Explosivos Secundarios
Es conocidos como iniciador, detonan frente a un estímulo mínimo (llama) fricción o un impacto de descarga eléctrica o radiación. Su sensibilidad está determinada por su estructura cristalina y granulometría, pudiendo disminuirse mediante la flegmatización. NITRURO DE Pb, ESTIFNATO DE Pb	Explosivos convencionales DINAMITAS GELATINOSAS DINAMITAS PULVERULENTAS DE SEGURIDAD.
	Agentes Explosivos

	ANFO ALANFO HIDROGELES EMULSIONES ANFO PESADO/HEAVY NAFO/HEAVY ANFO
--	---

Fuente: Konia, 2018

2.3.7 LIMPIEZA

El mineral roto se extrae directamente en los frentes de las labores, preferentemente con maquinaria de carga Diesel montada en neumáticos. El grosor del manto, las dimensiones de los espacios y accesos disponibles, junto con la capacidad productiva de la labor, establecen el grado de mecanización que se puede emplear. En mantos de alta potencia, donde no existen problemas de espacio, se emplean cargadores frontales y camiones convencionales. Con limitaciones de espacio, se opta por los cargadores LHD en combinación con camiones de bajo perfil especiales. En labores de inclinación determinada, se emplean winches neumáticos o eléctricos con rastrillo.

2.3.7.1 Camión de bajo perfil

En la minería subterránea, los camiones de bajo perfil facilitan su acceso y funcionamiento en galerías de tamaño limitado. El material se extrae de la tolva y se retorna. Sus habilidades fluctúan entre 8 y más de 30 toneladas.

2.3.8 VENTILACIÓN

Se conoce como "aire", o "atmósfera minera, a la combinación de gases presentes en las cavidades o labores de la mina. Se le conoce como "fresco" cuando es totalmente adecuado para la respiración; "viciado", en caso no es adecuado para su respiración completa; "tóxico", cuando

contiene gases o polvos que pueden causar enfermedades, y "explosivo", cuando contiene gases o polvos que, en la cantidad correcta, pueden generar explosiones.

En este sentido, las funciones básicas de la ventilación son:

- Aporte del oxígeno necesario para la respiración.
- Mantenimiento de una temperatura adecuada.
- Dilución y extracción del polvo generado.
- La disminución y eliminación de gases derivados de las actividades subterráneas (voladuras de inicio, carga, transporte, trituración y conminución, etc.).
- Dilución de gases inflamables o tóxicos desprendidos o generados en el interior de la mina.

Con respecto a la ventilación minera se transforma en el instrumento más adaptable para la regulación y conservación de la atmósfera interna de la mina. Se pueden hallar diversas definiciones relacionadas con la ventilación:

- La ventilación consiste en aplicar los fundamentos de la mecánica de fluidos al movimiento del aire en trabajos de excavación subterránea.
- La ventilación se refiere a administrar la atmósfera dentro de la mina, manteniéndola dentro de un rango apropiado de parámetros.
- La ventilación es un elemento fundamental para la protección del personal, ya que disminuye o desaparece los peligros de desastres y accidentes en las labores, a la vez que potencia notablemente el desempeño de las operaciones.

2.3.9 SOSTENIMIENTO

Hoy en día, la mayoría de las compañías mineras y de la industria civil utilizan este tipo de soporte. Esta aplicación se fortalece gracias a las constante investigaciones sobre la valoración de la calidad del macizo rocoso, así también, a la disposición en el mercado de los equipos y herramientas para este tipo de sostenimiento activo y pasivo.

2.3.9.1 Tipos de sostenimiento

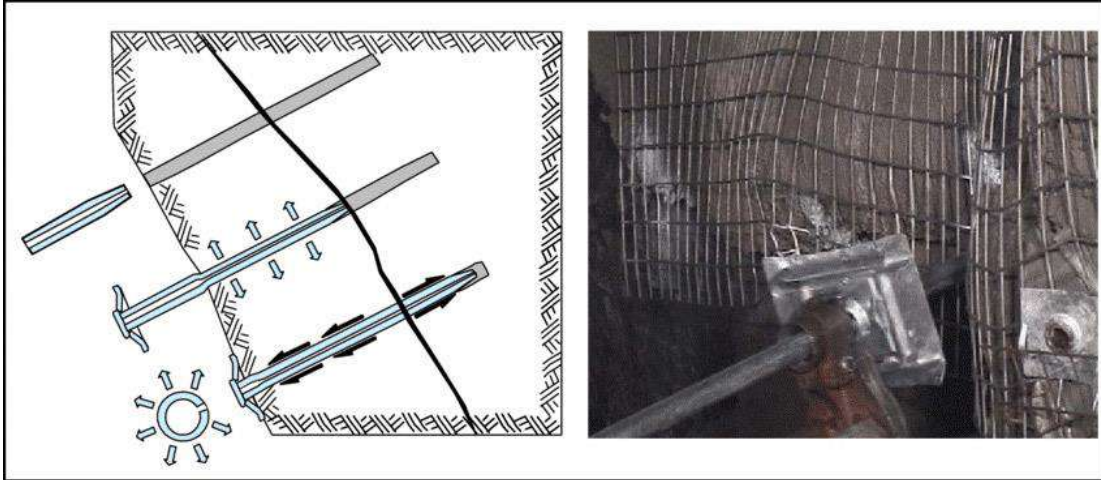
De acuerdo con (OSINERGMIN, 2017), "el objetivo del sostenimiento en las excavaciones subterráneas es garantizar, supervisar y preservar su estabilidad, con el objetivo de asegurar condiciones de trabajo seguras y otorgar ingreso a las labores subterráneas". El sostenimiento, dependiendo de cómo interactúa con la roca, podrá ser activo o pasivo y/o combinado.

- **Sostenimientos pasivos:** Son elementos de sostenimiento que pasan a formar parte integral de la roca. (Split set, Helicoidal, etc)
- **Sostenimientos activos:** Estos elementos de sostenimiento los cuales son externos a la roca (Cuadro de madera, Malla electrosoldada)
- **Sostenimiento mixto:** Combinación de elementos de sostenimiento tanto activos como pasivos. Este tipo generalmente se usa para el diseño de sostenimiento.

Los componentes de soporte como por ejemplo cuadros de madera, cimbras metálicas, puntales, gatos hidráulicos, pernos de sujeción, pernos de resistencia, barra helicoidal, swellex, Split set, cables, malla (electro-soldada y eslabonada) y shotcrete. Para determinar el tipo de sostenimiento a más adecuado se debe tener en cuenta la caracterización geomecánica del macizo

rocoso, los requerimientos de servicio de la excavación, el equipo de construcción y los costos de instalación (Ver Fig. 21).

Figura 21. Sostenimiento pasivo

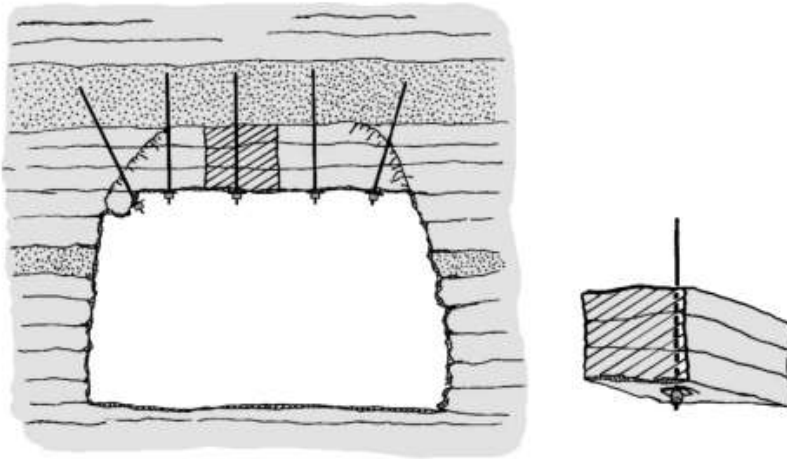


Fuente (MACDESA, 2023)

2.3.9.1.1 Pernos de Rocas

Son sistemas de refuerzo que utilizan pernos de roca las cuales reducen las deformaciones provocadas por el peso muerto de la roca aflojada, además de las provocadas por la redistribución de los esfuerzos en la roca aledaña a la excavación. Por lo general, su funcionamiento se basa en estabilizar los bloques de roca y/o las alteraciones de la superficie de la excavación, limitando los movimientos relativos de los bloques de roca cercanos. (Ver Fig. 22).

Figura 22. Perno de Roca



Fuente (MACDESA, 2023)

2.3.9.1.2 Split set

Se trata de un perno estabilizador por fricción utilizado para reforzar techos y paredes. El perno a presión, al ser insertado en un taladro de diámetro reducido, produce una presión radial a lo largo de toda su longitud en contra de las paredes del taladro, bloqueando parcialmente la ranura en cuanto dura este procedimiento. El contacto entre la superficie del taladro y la superficie exterior del tubo ranurado forma el anclaje, que se resistirá al movimiento o separación de la roca alrededor del perno, consiguiendo de esta manera una tensión de carga indirecta.

Parámetros:

Diámetro: 39 milímetros.

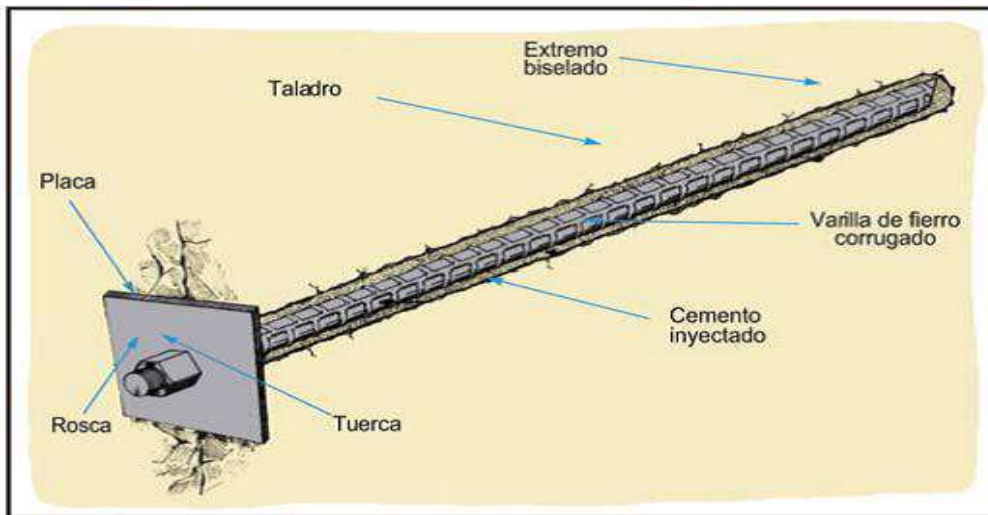
Longitud: 5 pies (1,50 metros).

Resistencia: De 1 a 1,5 toneladas métricas por cada pie de longitud, en función primordial del diámetro del taladro y del tipo de roca.

Tipo de roca: Regular, en roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.

Instalación: Requiere una máquina jack-leg o un jumbo, una presión de aire de 60 a 80 psi (Ver Fig. 23).

Figura 23. Split set



Fuente: Seguridad Minera ORG

2.3.9.1.3 Sostenimiento con Shotcrete

El shotcrete, también conocido como concreto lanzado, es una combinación de cemento y agregados de tamaño reducido que se proyecta de manera perpendicular en la superficie a aplicar. Puede ser una combinación húmeda o una combinación seca.

Hoy en día, se está extendiendo la utilización de shotcrete reforzado con fibra sintética o acero. Adicionalmente, se emplean aditivos tales como acelerantes y plastificantes con el objetivo de reducir el tiempo de fraguado, preservando la curva de resistencia inicial sin alterar la resistencia final.

Según Osinergmin (2017), el shotcrete cumple la función de sellar la superficie de la roca cerrando las fracturas y evitando la caída de rocas sueltas, además, evita la descomposición y alteración de la roca al quedar expuesta producto del avance de las excavaciones.

Figura 24. Labor con shotcrete



Fuente: Propia

CAPITULO III.

ASPECTOS GENERALES DEL AREA DE ESTUDIO

3.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La Unidad Minera Huachocolpa de Compañía Minera Kolpa S.A. geográficamente se ubica en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales, en el Distrito minero de Huachocolpa, Provincia de Huancavelica, Región de Huancavelica a una altitud de 4480 msnm.

Sus coordenadas geográficas son:

- Longitud Oeste: 74° 53' 43" Latitud Sur: 13° 03' 52"
- Sus coordenadas U.T.M.: E: 502,230.550 N: 8, 555,752.860

Ver fig: 25

3.1.1 CLIMA Y VEGETACION

El clima varía entre abril y noviembre debido a la altitud de la región, son fríos y en su mayoría son secos en la alta montaña. La temperatura media anual oscila entre 10 oC y 15 oC en los valles, mientras que la temperatura más baja es de – 5 oC en las áreas elevadas.

Las precipitaciones pluviales, son estacionales; de diciembre a abril son abundantes y están acompañados de fuertes tempestades eléctricas. Durante los meses de mayo a setiembre, el clima se caracteriza por sequías, fuertes vientos y frecuentes heladas, producido por descenso de temperaturas durante la noche (Ver Fig. 25).

Figura 25. Plano de Ubicación Mina Huachocolpa.



Fuente: Cía. Minera Kolpa

La vegetación, caracterizado por pastos típicamente de puna, resistentes a las sequías y consisten de ichu (*stipa obtusa*), musgos, líquenes, yaretas y cazorrilla, los cuales favorecen a la crianza de ganado auquénido y ovino.

Los componentes del aire, como el viento, la lluvia, la nieve, el granizo y las insolaciones, son los que modifican y desgastan las rocas que posteriormente son trasladadas y depositadas para crear depósitos aluviales y otras formas geográficas.

3.2 GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

3.2.1 Geología Regional

Este distrito minero de Huachocolpa está situado en la región este de la Cordillera Occidental, en un terreno de geomorfología diversa (ver Figura N°26). La zona tiene una altitud que oscila entre 4,200 msnm y 5,000 m.s.n.m. y se distingue por tener pendientes pronunciadas como montañas y acantilados, además de tener laderas con inclinaciones desde moderadas a suaves.

A) Unidad Valle Glaciar (VII-gl/1)

En el norte de Huachocolpa se muestra una forma bastante agreste, con unidades como el cerro Rayuscca y el cerro Pomarranra. Este último está dividido por la quebrada Pomarranra de corto alcance con red de drenaje dendrítico, en la cual se encuentra la laguna Ticllacochabo que recibe alimento constante de los deshielos.

B) Unidad Vertiente Coluvial (V-cd)

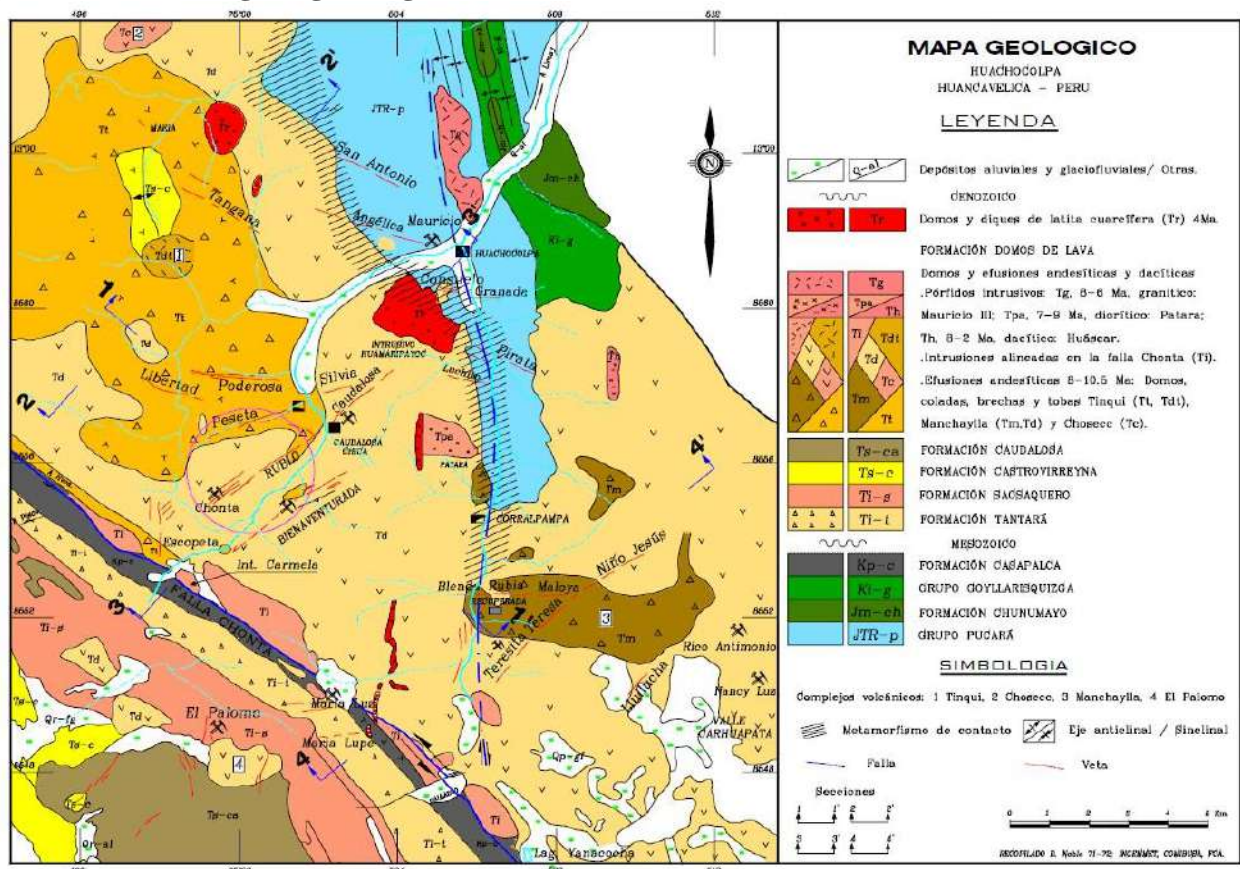
La unidad está situada al norte de la unidad minera Huachocolpa Uno, su principal rasgo es la creación de una superficie suavemente ondulada que usualmente están revestidas de vegetación y

materiales de variados tamaños contenido en una matriz arenosa. Esto se originó por la modificación "in situ" de las rocas situadas en las laderas superiores cercanas y por el impacto de la gravedad.

C) Unidad Cordillera Alta (RM-rs / RM-rvs)

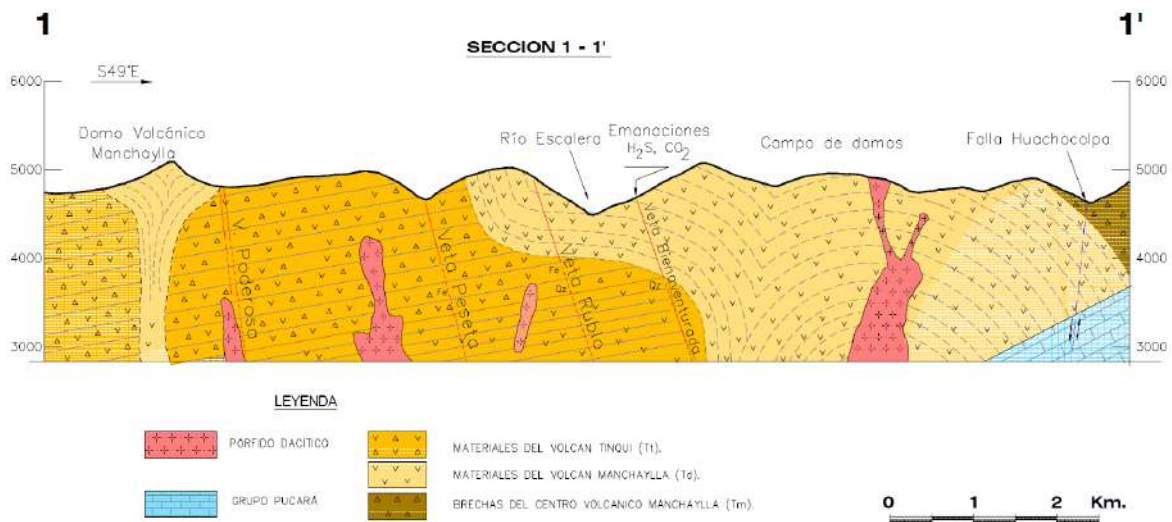
Está ubicada tanto al este como al oeste de Huachocolpa. Su primera unidad está situada al oeste en los cerros Chapeorcco, Yanaorcco y está formada con una serie de lavas andesíticas, relacionadas con la Formación Apacheta; luego, durante el Cuaternario, se depositaron materiales aluvio-glaciares.

Figura 26. Plano geológico regional



Fuente: Área Geología UM Huachocolpa

Figura 27. Perfil de sección 1-1



Fuente: Área Geología UM Huachocolpa

3.2.2 Estratigrafía

Se ha tomado en cuenta una zona cercana de 20 km con el fin del desarrollo de la geología regional, alrededor de la Unidad minera Huachocolpa Uno.. La columna estratigráfica regional está compuesta por rocas sedimentarias del Mesozoico, rocas ígneas del Cenozoico y rocas volcano-sedimentarias, travertinos y depósitos del Cuaternario

A) Grupo Pucará (J/Tr- p)

Son las rocas más antiguas que afloran en el distrito de Huachocolpa y están representadas por las formaciones sedimentarias Chambará, Aramachay y Condorsinga; son de edad Triásico superior – Liásico, con una potencia de $\pm 1,050$ m.

B) Formación Chunumayo (Jm-ch)

Aflora en las cercanías del poblado de Huachocolpa en ambas márgenes del río Opamayo, constituyendo el núcleo de un anticlinal, con morfología escarpada.

C) Grupo Goyllarisquizga (Ki-g)

Se compone de una sucesión claramente continental, compuesta por residuos cuarzosos, lutitas arcillosas, fragmentos volcánicos lávicos-piroclásticos y calizas.

D) Formación Casapalca (Kp-c)

El sector noroeste del cuadrángulo de Huachocolpa, cerca de las recientes de la quebrada Atocmarca, la secuencia se adelgaza, surgiendo aproximadamente 100 metros de areniscas en estratos finos de grano de medio a grueso, entrelazados con limoarcillitas en capas altas y horizontes de lodolitas.

E) Formación Tantará (Ti-t)

Principalmente compuesto por brechas, lavas, tufos y lapillis de origen latítico, dacítico, andesítico e incluso basáltico. Por lo general, las rocas que surgen en las cercanías de Huachocolpa muestran una ligera cloritización y carbonatación, junto con calcedonia y jaspe rojo.

F) Formación Sacsaquero (Ti-s)

Aflora al oeste de la formación Yahuarcocha, la edad es de 40 M.A. (Mckee y Noble 1,982) y se encuentra afectado por la Fase Compresiva Incaica del Eoceno superior - Oligoceno inferior (Ver Fig. 28).

Figura 28. Columna estratigráfica Regional

Etapa	Sistema	Serie	Unidad litoestratigráfica	Grosor aprox.	Columna	Descripción Litológica	
Cenozoico	Cuaternario	Holoceno	Dep. Aluviales			..Clastos redondeados de tamaños variables, matriz areno-limosa	
		Pleistoceno	Dep. Glaciofluviales			..Limoarcillas y gravas debilmente compactadas	
	Neogeno	Plioceno	Grupo Huachocolpa	Fm. Portuguesa			..Tobas rosadas blanquecina de naturaleza riolítica, textura porfirítica.
				Tobas Atunsulla	<400		..Tobas rosadas blanquecina de naturaleza riolítica, textura porfirítica.
				Damos y lavas			..Lavas andesíticas hasta riolíticas, tobas soldadas gris verdosas, domos de naturaleza riolítica gris blanquecino.
		Mioceno	Grupo Huachocolpa	Brechas y piroclastos			..Brechas de naturaleza andesítica.
				Fm. Apacheta (Domos de Lava)	<500		..Apacheta superior, lavas de composición andesítica, domos subvolcánicos
				Fm. Caudalosa	<300		..Apacheta inferior, brechas, dacitas, monzodioritas? como subvolcánicos
	Paleógeno	Oligoceno	Fm. Sacsaquero		500		..Lavas andesíticas, brechas de coloración oscura en capas gruesas, hacia el tope areniscas rojizas en capas gruesas.
					100		..Lavas andesíticas a riolíticas, brechas presentan una pseudo estratificación en capas gruesas a medias.
Eoceno		Fm. Tantara		400		..Areniscas rojizas de grano medio a grueso en capas gruesas algunos niveles de lodolitas rojizas en capas medianas.	
				100		..Areniscas cuarcíferas blancas con estratificación sesgada.	
Mesozoico	Cretácico	Superior	Fm. Casapalca	400		..Calizas espáticas grises, calizas areniscosas intercalados con niveles delgados de arcillas.	
			Grupo Goylarisquisga	100		..Calizas hacia la base en capas delgadas de color gris claro, hacia el tope en capas gruesas, presencia de diques dacíticos	
	Jurásico	Medio	Fm. Chunumayo	600		..Limolitas gris oscuras laminadas con algunas calizas grises, bien tabulares en capas delgadas.	
			Grupo Pucará	Fm. Condorsinga	300		..Hacia la base calizas gris oscuras en capas gruesas con nódulos de chert, hacia el tope en capas ondulantes.
	Fm. Aramachay	200					
	Fm. Chamberá	550					
Triásico	Superior						

Fuente: Área Geología UM Huachocolpa

3.2.3 Geología Estructural

Las formaciones geológicas en la zona de Huachocolpa mantienen una estrecha relación con los ciclos evolutivos de la tectónica Andina, que sucedió durante el Cenozoico (Perú Central).

A) Fases Tectónicas del Distrito de Huachocolpa

Se ha reportado 4 fases compresivas (Soulas 1975) de las cuales en el distrito de Huachocolpa se han observado tres:

A.1) Fase Incaica (Eoceno superior - Oligoceno inferior 40-21.5 Ma),

A.2) Fase Quechua I (Mioceno Inferior 21 - 14 Ma)

A.3) Fase Quechua II (Mioceno Medio 14 - 10.5 Ma)

A.4) Fase Quechua III (Mioceno superior - Plioceno inferior 8-4.5 Ma)

B) Estructuras Principales

El patrón estructural está definido por dos fallas regionales: Chonta y Huachocolpa, las cuales están acompañadas por varios lineamientos importantes, paralelos al sistema de fallas. La combinación del fallamiento Chonta, así como el fallamiento Huachocolpa ha creado un espacio propicio para la ubicación de centros volcánicos de edad avanzada, vinculado a intrusiones menores. Estas han originado diversos centros de mineralización del tipo epitermal, distinguidos por aureolas de modificación argílica y estructuras dómicas probablemente vinculadas a calderas volcánicas.

B.1) Falla Chonta

La falla Chonta nos muestra una dirección NW que se asemeja a las estructuras andinas de Perú y revela una historia dinámica y compleja. Probablemente, la falla Chonta surgió en el Paleógeno en paralelo a la creación del gran sinclinorio de Castrovirreyna.

Se localiza en la zona suroeste del distrito de Huachocolpa, vinculando a la Formación Casapalca al oeste y a la Formación Domos de Lava al este. Se nota que la falla es inversa de gran ángulo en el crucero 458 del Nivel 4710 de la Mina Chonta.

B.2) Falla Huachocolpa - Huancavelica

La falla se encuentra en dirección N-S a lo largo del valle Atocmarca, conectando los volcánicos de la Formación Apacheta al oeste con la Formación Condorsinga del Grupo Pucará al este. Además, existen múltiples fallas similares a esta, como a lo largo del mismo valle, que parecen haber sido activadas en distintos instantes. La falla Huachocolpa - Huancavelica se compone de un conjunto paralelo de fallas menores, que pueden tener un ancho de hasta 30 metros en la zona de la Mina Luchito.

3.2.4 Geología Local

La zona Bienaventurada está ubicada en la mina Huachocolpa, donde la mayoría de las rocas son las conocidas como andesitas. En esa región se pueden observar dos unidades litológicas, una situada al noroeste de la estructura mineralizada y la otra situada al sur de la misma.

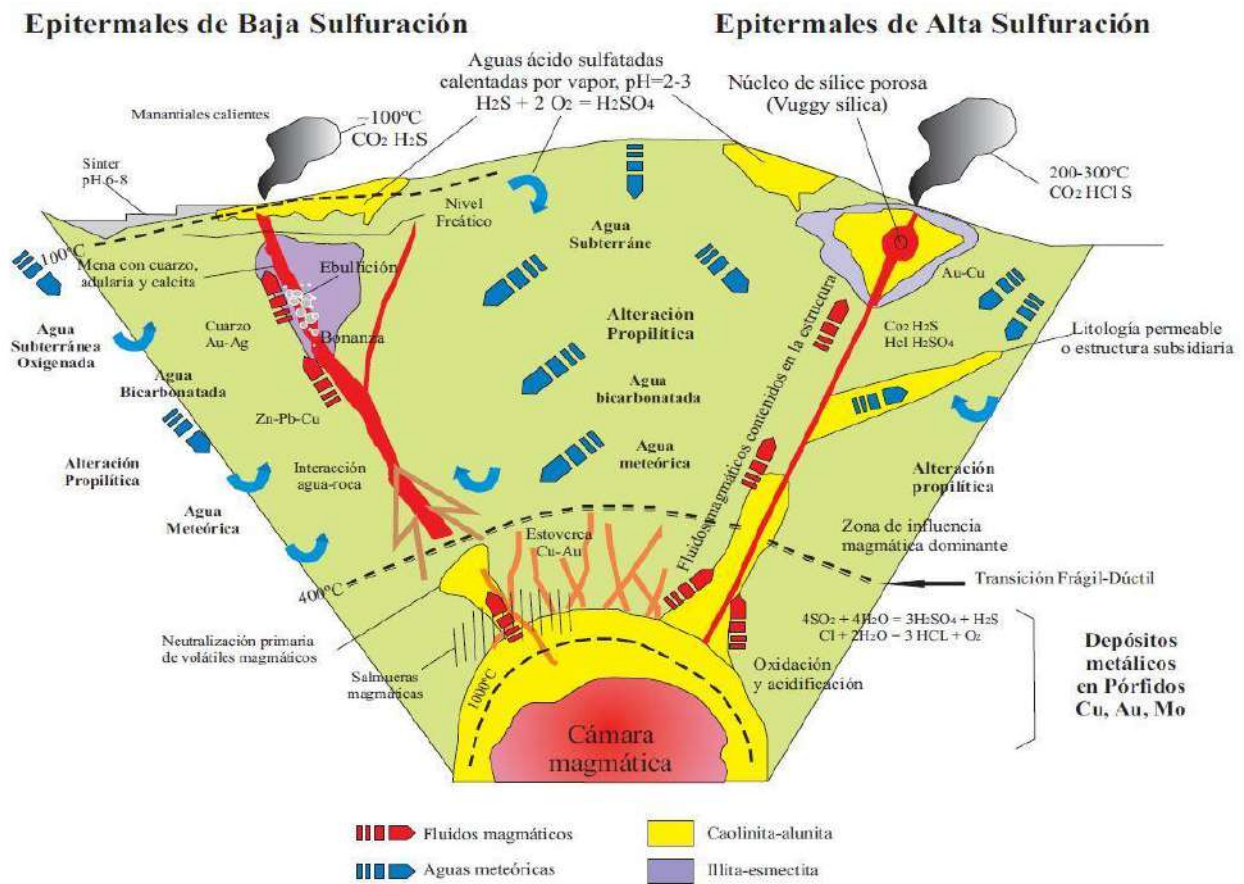
3.2.4.1 Formación y tipo de Yacimiento

3.2.4.1.1 Yacimientos Epitermales

La expresión Epitermal proviene de la categorización de Lindgren (1993) y hace referencia a los depósitos minerales creados en niveles corticales someros (Epizona), generalmente con una profundidad de menos de 1 km. Las investigaciones actuales sobre campos geotermales señalan que los depósitos epitermales suelen formarse a temperaturas que oscilan entre 160° y 270°C, con

presiones similares a profundidades de 50 a 1000 metros. Los depósitos epitermales suelen localizarse en zonas de volcanismo activo, alrededor de los márgenes activos de continentes o arcos de islas, siendo los más relevantes los de metales valiosos (Au, Ag), aunque llegan a tener cantidades variables de Cu, Pb, Zn, Bi, etc (Ver Fig. 29).

Figura 29. Modelo idealizado para depósitos de tipo epitermal



FUENTE: (Buchanan, 1981)

3.2.5 Mineralización y alteraciones

La mineralización es polimetálica representada por minerales de mena y de ganga como muestra la siguiente tabla:

Tabla 8. Tabla de menas y gangas

MENA	GANGA
Esfalerita	Cuarzo
Galena	Pirita
Galena Argentífera	Rejalgar
Cobres Grises	Oropimente
Calcopirita	Rodrococita
Bornita	Rodonita
Bournonita	Baritina
Covelina	Estibina
Luzonita	Yeso

Fuente: Elaboración Propia

3.2.6 Geología Económica

El distrito minero de Huachocolpa, cuyas estructuras son de carácter filoniano, compuestas por fracturas cuya mineralización es de Zn, Pb, Ag y Cu, situadas en condiciones de presión y temperatura moderadas; también existen vetas de plata, entre calizas y rocas volcánicas, y aureolas de metamorfismo de contacto, que, debido a su superficialidad, son estériles.

3.2.6.1 Reservas Minerales

La empresa minera Kolpa reconoce como Reservas Minerales a los minerales con Valor de Mena, Marginal y aquellos que poseen certeza de Probado y Probable, y son accesibles y eventualmente serán accesibles.

Figura 30. Resumen de Reservas

RESUMEN GENERAL DE RESERVA DE MINERAL:							
A) POR SU VALOR	T.M.S.	A.M.	OzAg	Pb%	Zn%	Cu%	\$
MENA	1,159,334	1.71	3.11	4.74	4.65	0.51	161.35
MARGINAL	711,986	1.59	1.88	2.68	3.01	0.26	96.21
TOTAL	1,871,320	1.66	2.64	3.95	4.02	0.41	136.57
B) POR SU CERTEZA							
PROBADO	1,567,373	1.63	2.65	4.00	4.08	0.42	137.96
PROBABLE	303,947	1.82	2.59	3.72	3.75	0.38	129.38
TOTAL	1,871,320	1.66	2.64	3.95	4.02	0.41	136.57
C) POR SU ACCESIBILIDAD							
ACCESIBLE	1,379,588	1.55	2.61	3.92	4.18	0.43	137.45
EV. ACCESIBLE	491,732	1.97	2.73	4.06	3.59	0.38	134.08
TOTAL	1,871,320	1.66	2.64	3.95	4.02	0.41	136.57

Fuente: Informe de reservas de mineral del área de geología

3.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

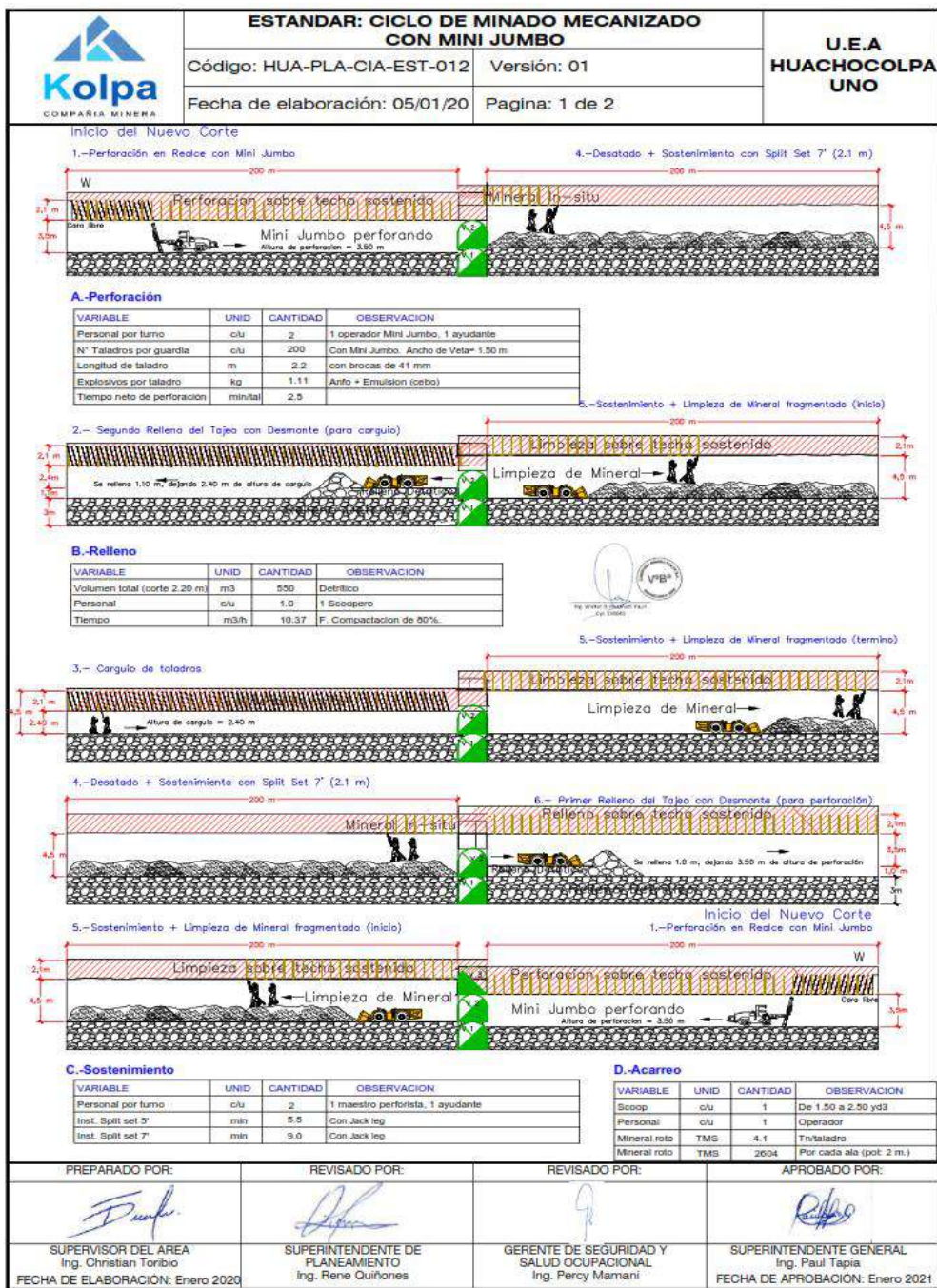
3.3.1 Explotación Mecanizada “Corte Y Relleno Ascendente Con Rampas Basculantes”

En el método de minado Corte y Relleno ascendente utilizando Rampas Basculantes, se asemeja a un sistema trackless con operaciones unitarias completamente mecanizadas, lo que conduce a una productividad superior al maximizar la cantidad de labores empleadas por cada tonelada explotada o preparada.

Se emplean dispositivos de perforación manuales y/o mini Jumbos para la perforación..

La manipulación de taladros se realiza de manera manual, no obstante, se podrían mejorar los ciclos si se emplearan equipos de carga de taladros de ANFO. Se emplean Scooptram de 1.5 a 2.2 yd³ para la limpieza y carga. En cualquier uso para sostener las actividades mineras, se utilizan pernos hydrabolt de 7 pies o su combinación con malla electro soldada. (Ver Fig. 31).

Figura 31. Método de explotación UM Huachocolpa



Fuente: Área de Planeamiento

CAPITULO IV:

OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA RP_250 ZONA E

4.1 PROGRAMACION DE LABORES DE DESARROLLO

La construcción de la rampa 250(+) se incluye en el programa mensual de avances lineales de la U.M. Huachocolpa entre los meses de enero y abril del 2022. Según diseño, la Rampa 250 (+) tiene una distancia aproximada de 298 m. La compañía minera da un plazo máximo de 4 meses para su construcción, se establece el uso del minijumbo MUKI FF para la construcción de dicha rampa, dicha preferencia sobre el uso del tradicional JackLegg es principalmente priorizando la seguridad, tiempo de construcción y factores geomecanicos(Ver Tabla. 9).

Tabla 9. Plan de minado mensual

FASE	BLOCK	NIVEL	NOMBRE	REFERENCIA	SECCION	ID	PRIOR.	Suma de TOTAL
Exploración	GENERAL	4637	BP 251 W	Estocada Cámara DDH.	3.5 x 3.5	27025	2	33.0
Exploración	GENERAL	4450	GAL 251 W	GALERIA AL OESTE	3.5 x 3.5	27513	2	30.0
Exploración	ROS	4417	GA 251 E	GALERIA AL ESTE	3.2 x 3.3	27564	2	30.0
Exploración	CYN_P	4142	GA 242 N	Al norte	3.5 x 3.5	25362	2	20.0
Exploración	CYN_P	4142	RP 250 (+)	Rampa acceso a Galeria	3.5 x 3.5	27551	2	90.0

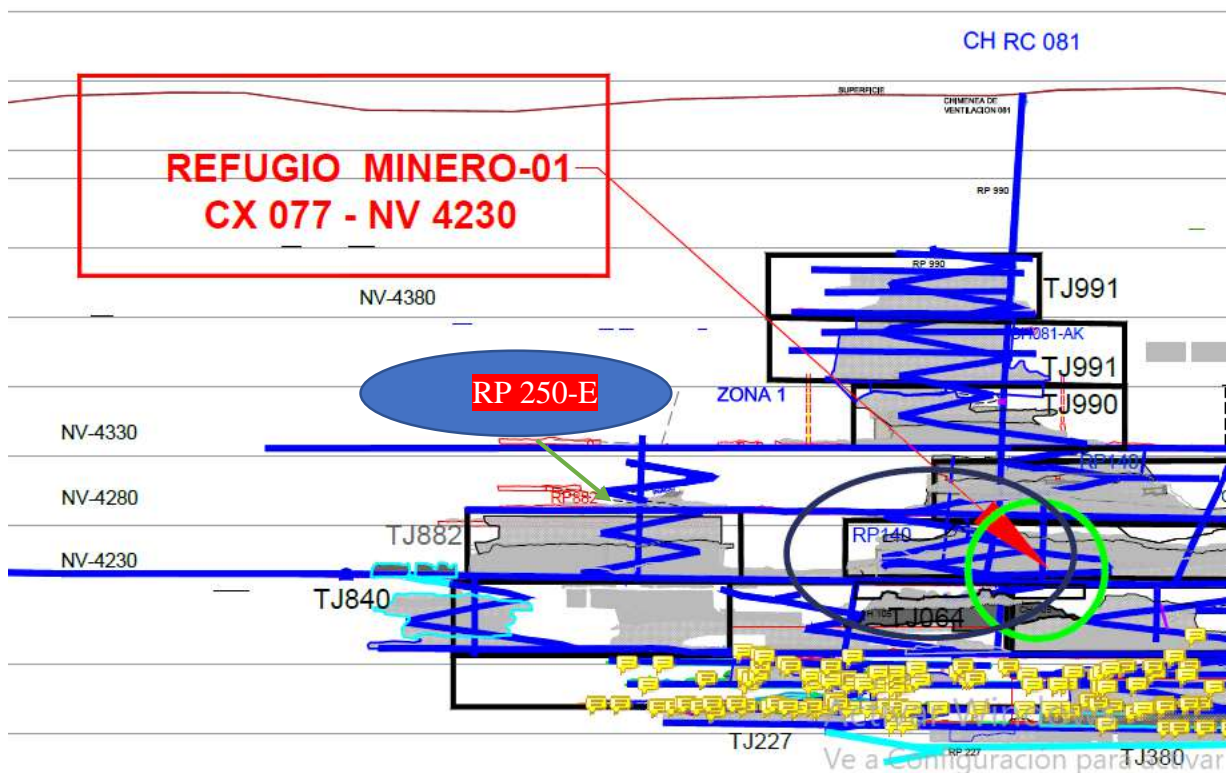
Fuente: Área de planeamiento UM Huachocolpa

4.2 CONSTRUCCION DE LA RAMPA RP_250 ZONA E

4.2.1 Ubicación de la rampa

Para la construcción de la rampa se hizo un análisis estratégico de la zona E de la unidad minera Huachocolpa, dicha zona tiene como prioridad la comunicación entre dos niveles para facilitar temas de extracción, seguridad y ventilación. Como muestra en la figura (zona círculo rojo), se muestra la ubicación de la Rampa 250E en el perfil longitudinal y el plano planta (Ver Fig. 32).

Figura 32. Perfil longitudinal UM. Huachocolpa

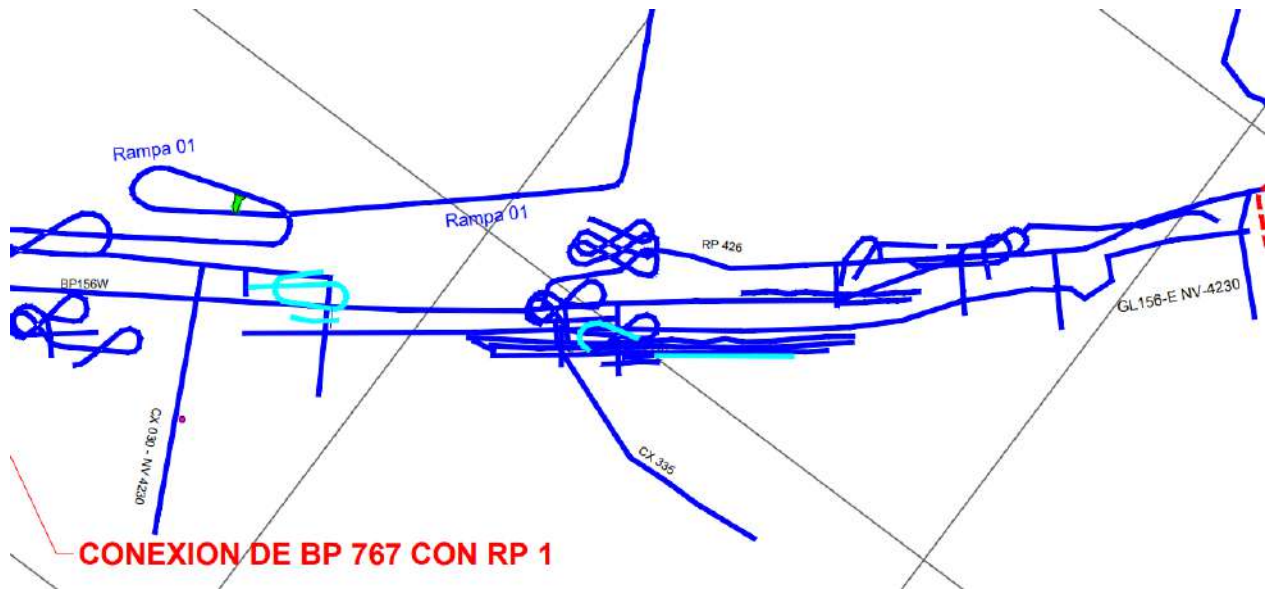


Fuente: Área de planeamiento UM Huachocolpa

La imagen adjunta muestra el perfil longitudinal de la Mina Huachocolpa Uno, la construcción de la Rampa 250E facilitará la extracción del mineral de los Tajos 251, 860, 861 en el corto

plazo, como beneficio adicional de la construcción de la Rampa 250 E, al tener conexión con superficie se aprovechará la ventilación natural para toda la zona E de la unidad minera reduciendo costos de ventilación (Ver Fig. 33).

Figura 33. Perfil del plano General



Fuente: Área de planeamiento UM Huachocolpa

El área de planeamiento presenta el siguiente diseño con las coordenadas UTM.

Coords X, Y, Z = (503254.8868, 8554765.5034, 4368.4632)

Coords X, Y, Z = (503303.3516, 8554780.3273, 4329.3985)

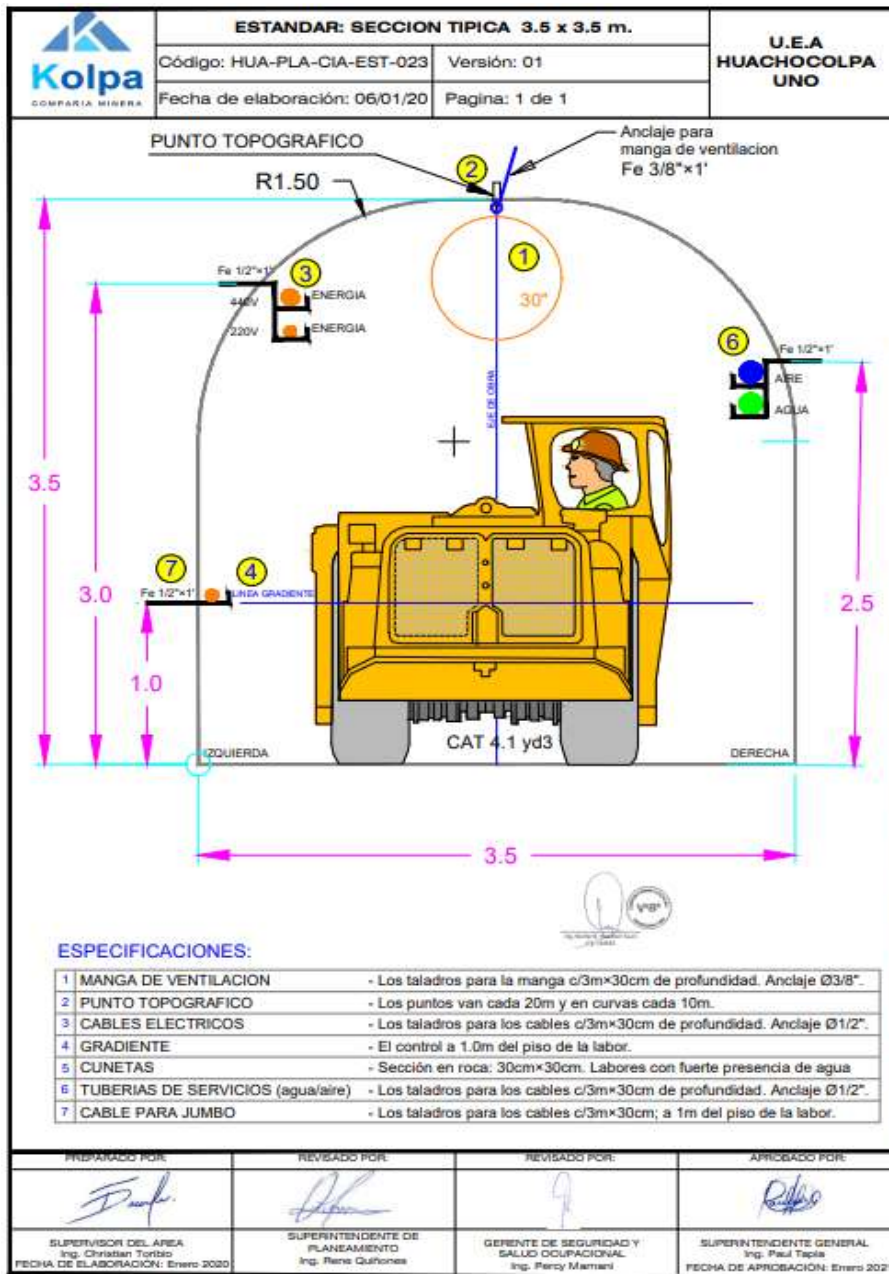
4.2.2 Diseño de la rampa

4.2.2.1 Sección

Según estándar de la U.M Huachokolpa la sección de la rampa es de 3.5x3.5, sección recomendada para el tránsito de equipos LHD, camionetas, gradiente ubicada a 1 metro de altura

con respecto al piso, alcayata para tuberías de agua y aire ubicadas a 2.5 metros del piso, alcayatas para cables de energía eléctrica ubicadas a 3 metros de altura, manga de ventilación de 30 pulgadas en la corona al centro de la labor, etc. Como muestra la siguiente Fig. 34:

Figura 34. Sección estándar 3.5x3.5

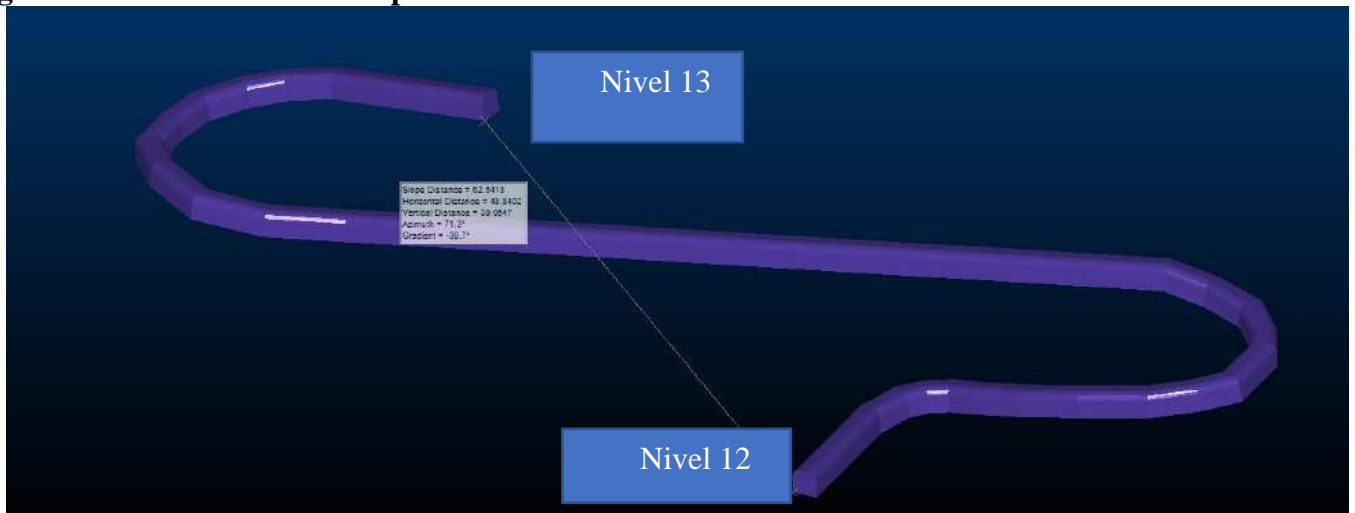


Fuente: Área de planeamiento UM Huachocolpa

4.2.2.2 Longitud

Para la conexión de los niveles 8 y 10 de la unidad minera Huachocolpa, la rampa tiene una longitud de 298.2 m, la distancia entre ambos niveles es de 39 metros según diseño (Ver Fig. 35).

Figura 35. Diseño de la rampa

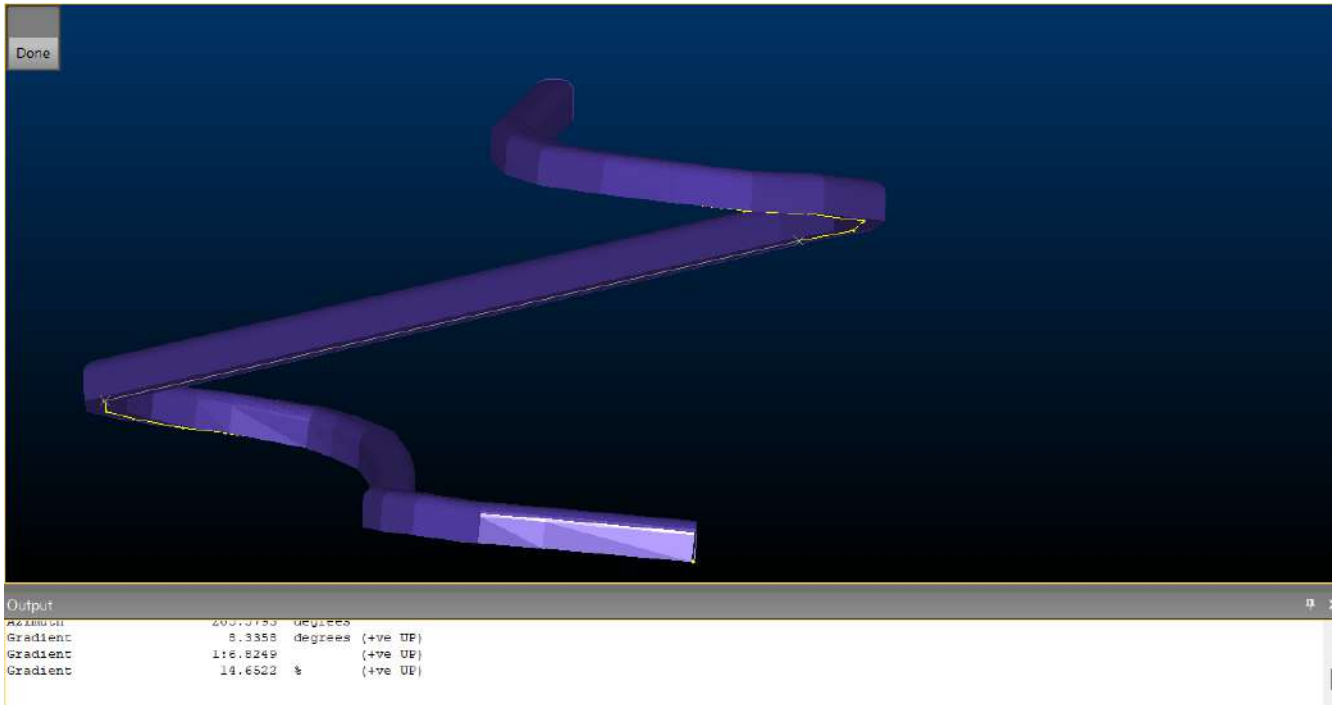


Fuente: Área de planeamiento UM Huachocolpa

4.2.2.3 Gradiente

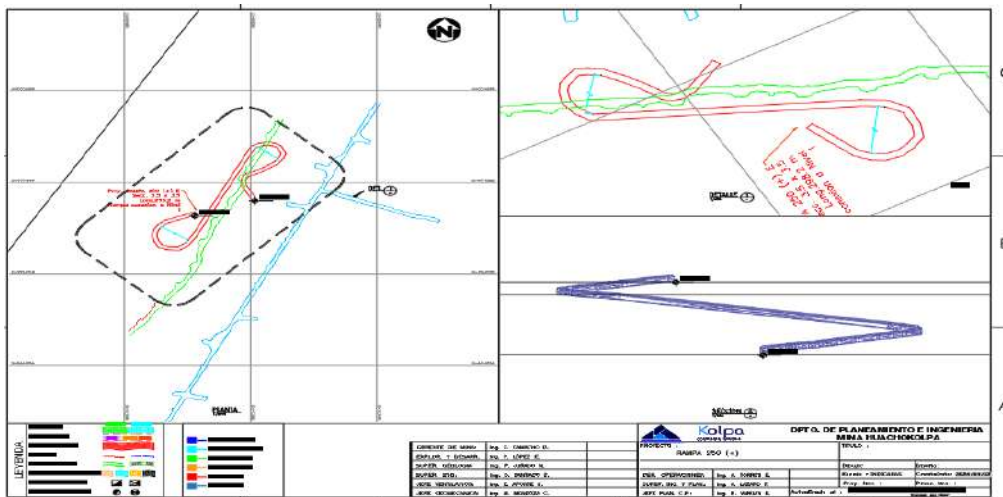
La unidad minera considera su estándar para rampas no mayores a 15% esto considerando la transitabilidad de equipo y sus factores mecánicos, para la construcción de la Rampa 250 E se considera la gradiente promedio 15% como muestra la figura 36 y 37.

Figura 36. Diseño de rampa



Fuente: Área de planeamiento UM Huachocolpa

Figura 37. Diseño de rampa



Fuente: Área de planeamiento UM Huachocolpa

Como muestra el plano con 3 vistas (planta, planta con eje de la rampa y vista longitudinal con el eje de rampa) es una rampa del tipo zigzag con dos curvas.

4.3 Método de construcción

El método de construcción usado en la unidad minera Huachokolpa es el semimecanizado, se tiene la propuesta de ejecutar la rampa con el método convencional usando perforadoras manuales Jack leg y la segunda propuesta es el uso del minijumbo Muki FF.

4.3.1 *Uso de la perforadora Jack Leg*

El uso de este tipo de perforadoras en la unidad minera Huachokolpa se hace menos común con el pasar del tiempo, la elección de equipos se realiza de acuerdo al tipo de labor, sección, uso y seguridad. Para fin de investigación se realizará un comparativo con los indicadores promedio del uso de la perforadora Jack leg 250x y el mini jumbo Muki ff.

4.3.1.1 Información de la perforadora Jack leg 250X

4.3.1.1.1 *Parámetros de perforación y voladura*

La siguiente tabla muestra los parámetros promedio obtenidos de las mediciones de labores cercanas a la Rampa 250 E, resultados en perforación de roca con similar RMR y similares condiciones geomecánicas usadas para estudios comparativos (Ver Tabla 10).

Tabla 10. Parámetros de perforación

Parámetros de perforación	
Altura de la labor	3.5 m
Ancho de la labor	3.5 m
Equipo de perforación	Jack Leg 250 X
Numero de taladros	41 perforados y 36 cargados
Diámetro del taladro	38 mm
Longitud de barreno	6 pies (1.80m)
Velocidad	2.8 m/S
Longitud efectiva de perforación	1.65 m
Eficiencia de perforación	85%
Eficiencia de voladura	95%

Fuente: Elaboración propia

Los 41 taladros perforados más los taladros rimados se realizan en promedio de 2 horas, incluyendo las instalaciones de agua y aire este promedio se incrementa (Ver Tabla 10).

Tabla 11. Parámetros de voladura

Parámetros de voladura	
Densidad	1.12 gr/cm ³
Velocidad de detonación	4100 m/s
Diámetro de explosivo	1 pulgada
Longitud del explosivo	8 pulgadas
Nro. de cartuchos/tal.	13 (7 contorno y 6 arranques)

Fuente: Elaboración propia

Para la voladura se hace uso de estándares no óptimos para labores permanentes y de gran circulación, sin el uso de voladura controlada lo que significa un incremento en el costo de sostenimiento y mayor peligro por caída de roca suelta (Ver Tabla 10).

Tabla 12. Parámetros de roca

Parámetros de roca	
Densidad	2.8 gr/cm ³
RMR	60

Fuente: Elaboración propia

4.3.1.1.2 Distribución de carguío de explosivo con la perforadora Jack leg 250x

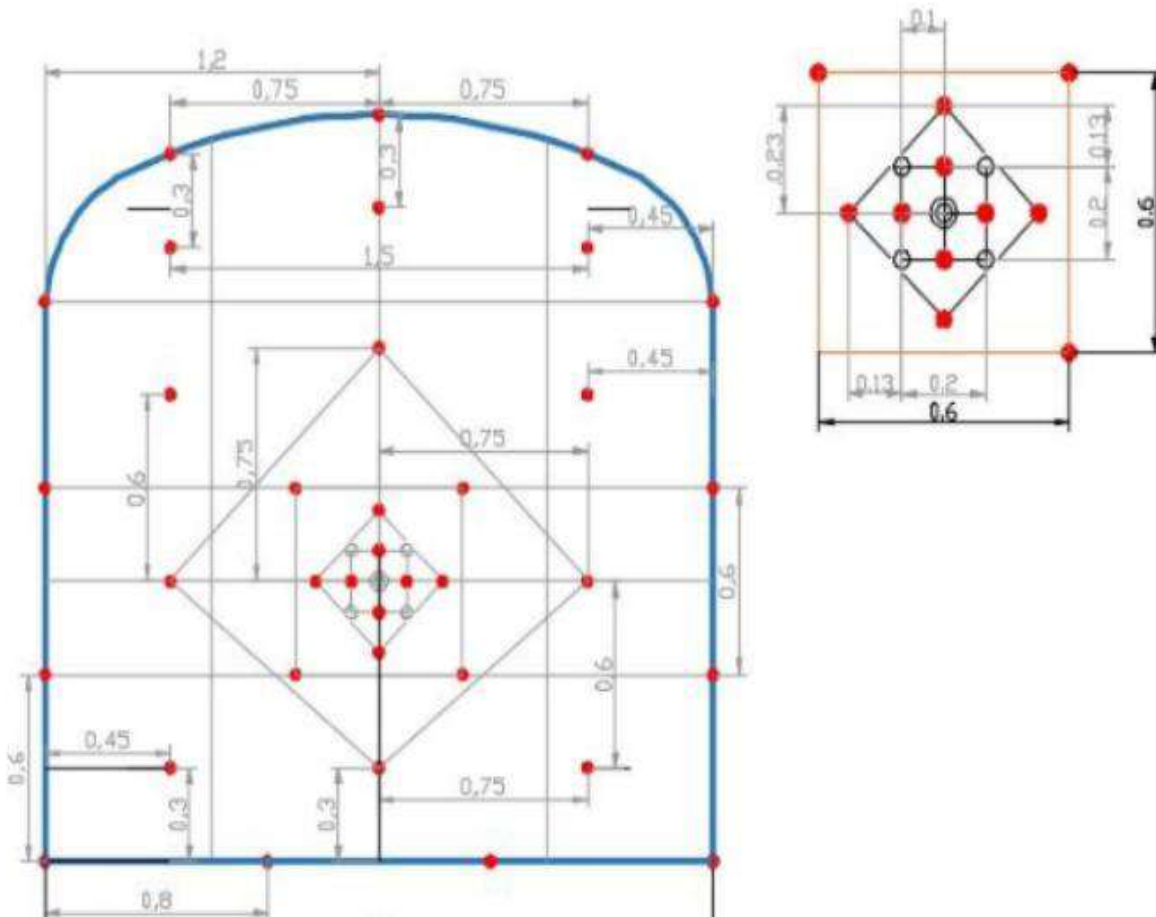
Tabla 13. Distribución de carguío

Distribución por taladro 3.5 x 3.5 Roca dura										
Secuencia de salida	Distribución de taladros			6 pies				CORDON DE IGNICION	TOTAL	DENSIDAD DE CARGA
				EMULNOR 5000	EMULNOR 3000	EMULNOR 1000	EMULNOR 500			
	Denominación	Cargados	Vacíos	1 1/4"	1" x 8"	1" x 8"	1" x 8"			
	Unidad	Unidad	Unidad	Unidad	Unidad	Unidad	m			
1	ARRANQUE	4	5	16	4				7.25	1.24
2	AYUDA	4			20				7.2	0.87
3	SOBREAYUDA	9			9	36			7.73	0.86
4	CUADRADORES	6			6	24			5.15	0.86
5	AYUDA DE CORONA	3			6	6	3		4.52	0.77
6	AYUDA ARRASTRE	3				6	9		4.3	0.6
7	CORONA	5				6	9		3.3	0.6
8	ARRASTRE	5				8	12		6.5	0.6
TOTAL CARGADOS		36	5	16	45	86	33	10	45.95	0.82

Fuente: Elaboración propia

La siguiente imagen (Ver Tabla 38) muestra la malla de perforación para la maquina Jack leg 250.

Figura 38. Malla de perforación

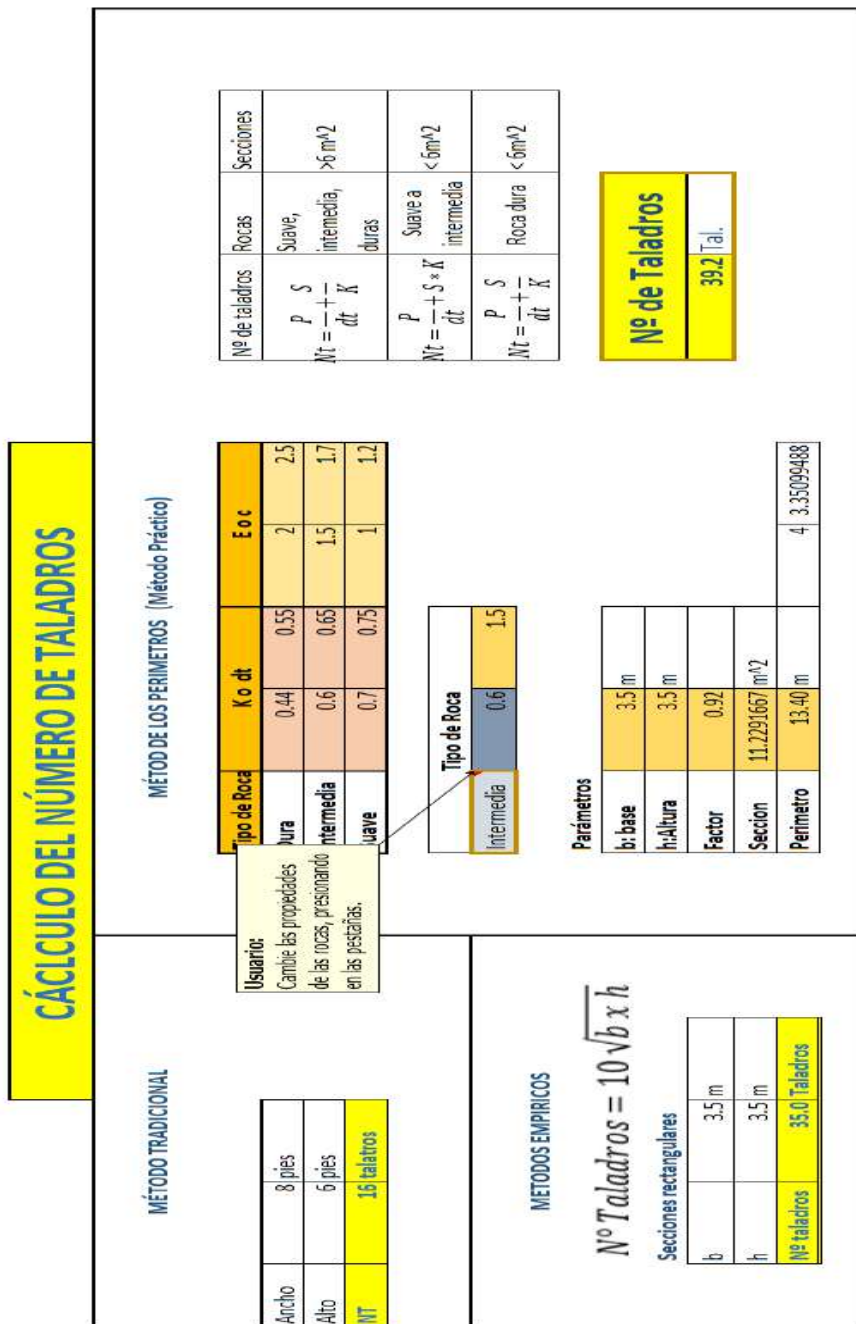


Fuente: Área de perforación y voladura UM Huachocolpa

4.3.1.1.3 Cálculo Del Nro De Taladros

Para calcular el nro. de taladros se hacía uso del método tradicional o método de los perímetros (Ver Fig. 39)

Figura 39. Cálculo de Nro. de taladros



Según formula se tienen 40 taladros, se agrega un taladro rimado para mejorar la obtención de cara libre

4.3.1.1.4 Resultados de voladura con Jack Leg 250x

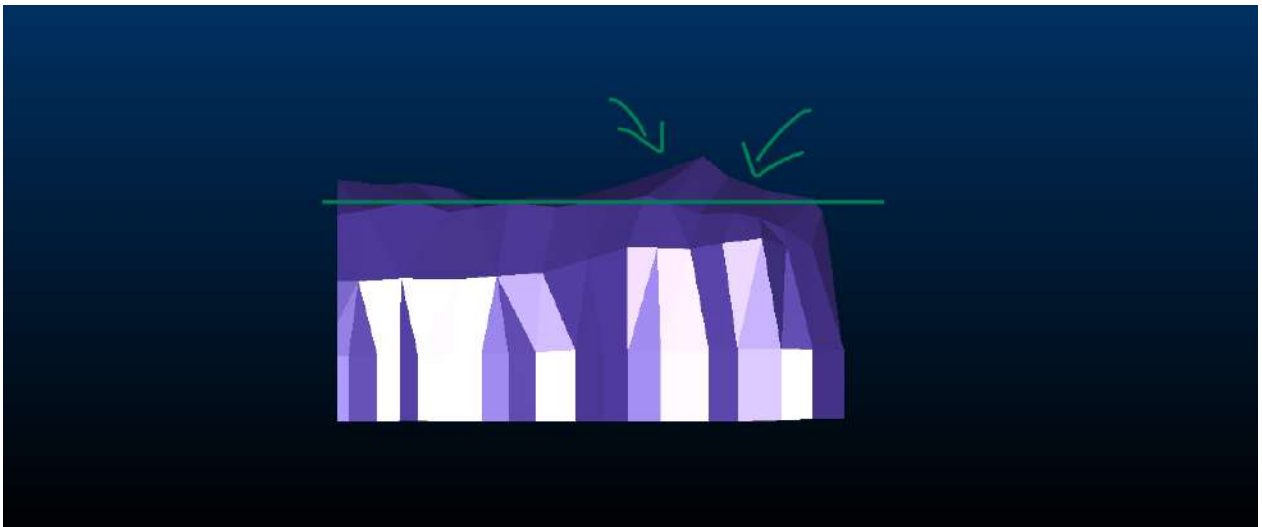
Tabla 14. Resultados de voladura

Resultado promedio de voladura		
Kg de explosivo	45.95	kg
Avance promedio por disparo	1.5m	m
Metros cúbicos rotos	16.8	m ³
Factor de carga	2.735119	kg/m ³

Fuente: Elaboración propia

Los resultados que muestra la tabla son indicadores promedios de labores cercanas con el uso de malla de perforación convencional, el factor de carga (2.73 kg/m³) es indicio del excesivo uso de explosivo y accesorios convencionales, como consecuencia se tiene sobre rotura excesiva en las labores de hasta 17 %. Como muestra el sólido del levantamiento de una labor cercana (Ver Fig.40)

Figura 40. Imagen de sobrerotura UG DM



Fuente: Elaboración propia

4.3.1.1.5 Costos de perforación y voladura con equipo Jackleg

a) Costos de perforación y aceros de perforación

Tabla 15. Costos de aceros de perforación con jackleg

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		S./Unidad	Pies perforados	US\$	s/. /m
1.00	PERFORACION						928.52	631.96
1.01	Mano de Obra			3.50			602.59	
	Perforista	Gdia	2.00	1.00	179.08		358.17	
	Ayudante perforista	Gdia	1.50	1.00	162.95		244.43	
	Incluye transporte de materiales							
1.02	Aceros de Perforacion						150.28	
	Barra Cónica de 4 pies	Und	164		194.69	1,200	26.61	
	Barra Cónica de 6 pies	Und	82		266.01	1,200	18.18	
	Barra Cónica de 8 pies	Und	82		326.88	1,200	22.34	
	Broca Descartable de 36 mm	Und	246		67.60	200	83.15	
1.03	Equipos						106.60	
	Perforadora J/L	pp	246.00		0.43		106.60	
1.04	Herramientas y EPP						69.05	
	Implementos de seguridad	Gdia	3.50	1.00	13.25		46.36	
	Herramientas	Gdia	1.00	1.00	19.41		19.41	
	Lamparas Mineras	Gdia	3.50	1.00	0.94		3.29	

Fuente: UM. Huachocolpa

Como muestra la tabla, el costo lineal de perforación es de 631.96 s/. /m

c) Costos de voladura con equipo Jackleg

Tabla 16. Costos de voladura con jackleg

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		S./Unidad		US\$	s./m
2.00	VOLADURA						376.82	254.38
2.01	Explosivos y accesorios de voladura						376.82	
	Emulsión Emulnor 3000 x 1"x8"x100%	Pza.	18.00	8.00	0.61		88.18	
	Emulsión Emulnor 5000 x 1"x8"x105%	Pza.	18.00	8.00	0.64		91.45	
	Emulsion Famecorte E20	Pza.	5.00	4.00	1.88		37.57	
	Detonador Ensamblado 2.40m	Pza.	2.00		1.78		3.57	
	Detonador no eléctrico 3	Pza.	36.00		2.98		107.42	
	Mecha rápida de ignición	m.	30.00		1.05		31.50	
	Cordón Detonante Pentacord 3P	m.		30.00	0.57		17.13	

Fuente: UM. Huachocolpa

Según cálculos, el precio de voladura por metro lineal es de 254.38 s/ ./m

d) Costo de acarreo y carguío con equipo jackleg

Tabla 17. Costos de acarreo

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		S./Unidad		s/.	s./m
3.00	ACARREO Y CARGUIO						804.68	543.22
3.01	Mano de Obra			1.00			192.43	
	Operador de Scooptram 2.2 yd3 - Acarreo	Gdia	0.50	1.00	192.43		96.22	
	Operador de Scooptram 2.2yd3 - Carguio	Gdia	0.50	1.00	192.43		96.22	
3.02	Equipos						598.07	
	Scooptram 2.2 yd3 - acarreo a cámara	hr.		2.73	139.05		379.82	
	Petróleo Scooptram 2.2 yd3 - acarreo a cámara	Gal		6.28	10.43		65.51	
	Scooptram 2.2 yd3 - Carguio	hr.		0.83	177.27		146.86	
	Petróleo Scooptram 2.2 yd3 - Carguio	Gal		1.91	3.08		5.87	
3.03	Herramientas y EPP						14.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	1.00	13.25		13.25	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	1.00	0.94		0.94	

Fuente: UM. Huachocolpa

El costo total de acarreo con el equipo Jackleg es de 543s/. /m

e) Costo parcial

Tabla 18. Costo parcial de perforación-voladura y acarreo con equipo jackleg

TOTAL COSTO DIRECTO (S./m)		1,429.56
Utilidad	10%	142.96
Gastos Generales	63.10%	901.98
TOTAL COSTO (S./m)		2,474.50

Fuente: UM. Huachocolpa

El costo lineal de perforación-voladura y acarrea es de 2.474.50 s./m

f) Costo de sostenimiento

Los costos de sostenimiento se muestran en la siguiente tabla:

INSTALACIÓN DE MALLA ELECTROSOLDADA 4"x4"x2.42 + PS 5' CON JL

Rendimiento Malla	30.50 m2	Horas por día	9	
Ancho (m):	2.4	Tareas por día	1	
Largo (m):	25.00	Fac. PH/malla	0.82	
Malla electrosoldada de 4"x4"	60.00 m2/und	Rendimiento Perno	25.00	Und
Malla electrosoldada necesaria:	41.20 m2	Longitud de Perforación	5.00	pies
N° de Mallas:	0.69 50.40	Pies perforados	125.0	pies
Perdida por retazos:	11%		1.22	m2/pern
Perdida por traslape:	17% (+0.3/2.4)			
factor de sobre rotura *:	7.2%			

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario	Vida Útil	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		S/.		S/.	S./m2
1.00	SOSTENIMIENTO						1,285.25	42.14
1.01	Mano de Obra				2		342.03	
	Maestro perforista	Gdia	1.00	1	179.08		179.08	
	Ayudante perforista	Gdia	1.00	1	162.95		162.95	
1.02	Accesorios de perforación						73.59	
	Barra Cónica de 4 pies	Und	62.50		194.69	1,200	10.14	
	Barra Cónica de 6 pies	Und	62.50		326.88	1,200	17.02	
	Broca Descartable de 36 mm	Und	125.00		57.46	200	35.91	
	Adaptador para perno splitset JL	Und	62.50		298.85	4,000.00	4.67	
	Manguera de Jebe y Lona 1"	m	30.00	125.0	6.75	20,000	1.26	
	Manguera de jebe y Lona 1/2"	m	30.00	125.0	3.10	20,000	0.58	
	Conexiones	GB	4.00		30.00	30	4.00	
1.03	Materiales e insumos						481.01	
	Malla Electro soldada 4"x4"x2.42x25m	Pza	0.69		283.03		194.33	
	Perno Splitset 5' X 39MMØ	Pza	25.00		11.47		286.68	
1.04	Equipos						340.85	
	Perforadora J/L	pp	125.00		0.43		54.17	
	Perforadora J/L (colocado perno)	pp	37.50		0.43		16.25	
	Barras tensadoras	Und	1.00		268.97		268.97	
	Plataforma para perf.	Und.	1.00		700.00	480	1.46	
1.06	Herramientas y EPP						47.77	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00		13.25		26.49	
	Herramientas	Gdia	1.00		19.41		19.41	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.00		0.94		1.88	
TOTAL COSTO DIRECTO (S./m2)								42.14
	Utilidad						10.0%	4.21
	Gastos Generales						63.1%	26.59

COSTO TOTAL (S./m ²)	72.94
COSTO TOTAL (\$./m ²)	19.45

Fuente: UM. Huachocolpa

El costo de sostenimiento por metro cuadrado con un equipo jackleg es de 72.94 s/. /m²

4.3.1.1.6 Costo total con jakleg

Para hallar el costo total sumaremos los costos de perforación-voladura-acarreo y sostenimiento:

Costo total=Costo perf-vol-acarreo + costo total de sostenimiento

Costo total=2,474 s/. /m x300m +72.94 s/. /m² x 7mx300m

Costo total=895,524 s/.

4.3.1.1.7 Tiempo de ejecución con la perforadora Jack Leg.

El tiempo de construcción de la rampa 250(+) zona E con un equipo JackLeg considerando un disparo de 1.5m por día es de 6.6 meses.

4.3.1.2 Construcción de la Rampa 250E con el mini jumbo MUKIFF

La sección propuesta de la rampa 250(+) es 3.5mx3.5m que comprende una perforación de 36 taladros con tipo de roca dura (RMR = 41-60) que tiene como finalidad conectar con la superficie por temas de ventilación, acarreo y seguridad.

4.3.1.2.1 *Parámetros de perforación*

Tabla 19. Parámetros de perforación MUKiFF

Parámetros de perforación	
Altura de la labor	3.5 m
Ancho de la labor	3.5 m
Equipo de perforación	MUKI FF
Numero de taladros	36 perforados y 32 cargados, 4 alivios
Diámetro del taladro	45mm
Longitud de barreno	12 pies (3.6m)
Longitud efectiva de perforación	3.3 m
Eficiencia de perforación	89%

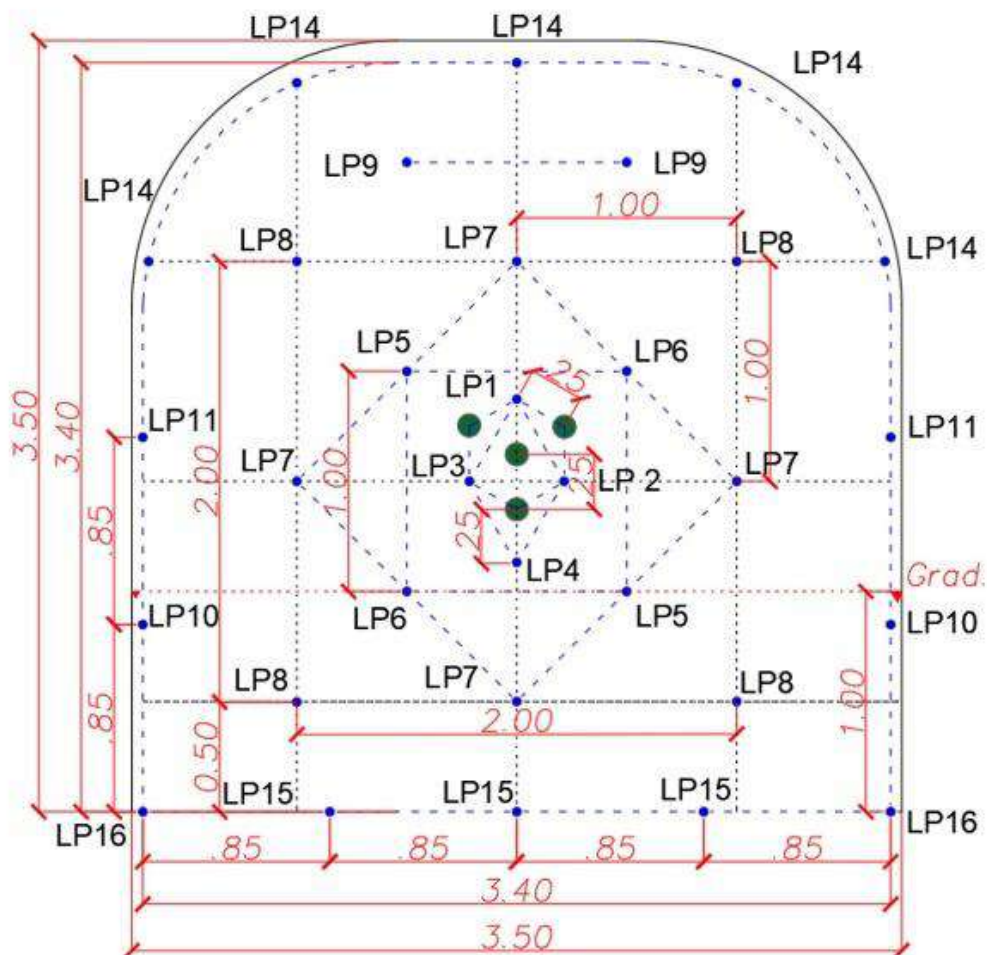
Fuente: UM. Huachocolpa

La malla de perforación propuesta difiere de la malla usada por el equipo jackleg principalmente en el diámetro y número de taladros, tengamos en cuenta que al hacer uso de un equipo jumbo la longitud de perforación se incrementa.

La nueva malla de perforación que se muestra arriba, la imagen muestra un resumen de los estándares de perforación y voladura que, se desarrollara cada uno (Ver Fig.41).

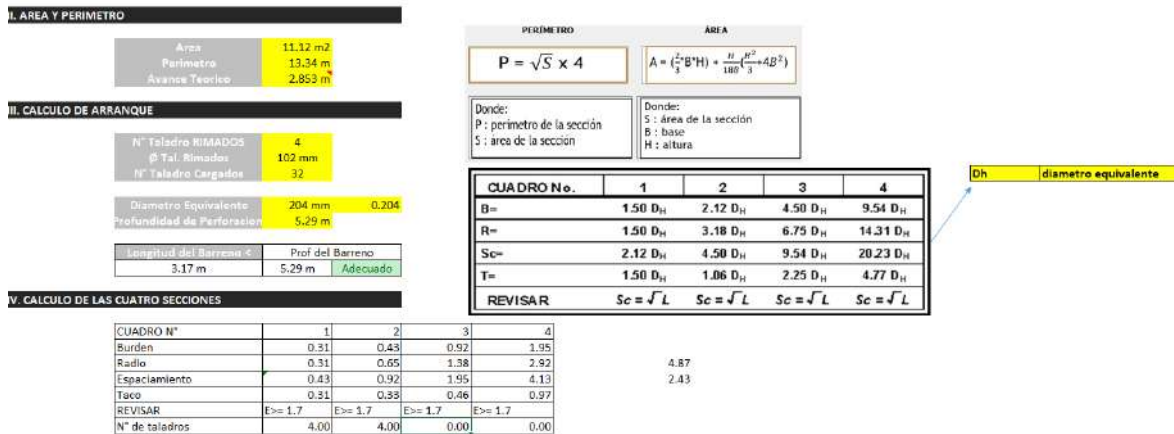
4.3.1.2.2 Diseño de malla de Perforación

Figura 41. Diseño malla de perforación 3.5mx3.5m



Fuente: UM. Huachocolpa

Figura 42. Cálculo para la malla de perforación



Fuente: UM. Huachocolpa

La tabla muestra la distribución de taladros se la siguiente manera (Ver Tabla 21):

Tabla 21. Distribución de explosivo malla 3.5mx3.5m

SECUENCIA DE SALIDA	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS			EXPLOSIVOS								D. DE CARGA
				TACO	LONGITUD DE CARGA	EMULNOR 5000	EMULNOR 3000	SUPERFAM	TOTAL (Kg.)			
				m	m	1 1/4" x 12"	1 1/4" x 12"	DOS	EMULNOR 5000 1/4x12 (Kg)	EMULNOR 3000 11/4x12 (Kg)	FAMECORTE E-20 (Kg)	
Denominación	Cargados	Vacio	m	m	und	und	und				Kg / Tal	
1	Arranque	4	4	0.3	2.85	1		3.63	1.09	0.00	14.51	15.60
2	1ra. Ayuda	4		0.3	2.85	1		3.63	1.09	0.00	14.51	15.60
3	2da. Ayuda	4		0.7	2.45	1		3.12	1.09	0.00	12.48	13.56
4	3ra. Ayuda	4		0.7	2.45	1		3.12	1.09	0.00	12.48	13.56
6	Ayudas de corona	2		1.1	2.05	1		2.61	0.54	0.00	5.22	5.76
8	Cuadradores (hastiales)	4		1.1	2.05	1		2.61	1.09	0.00	10.44	11.53
9	Corona	5		0.2	2.95		5		0.00	6.65	0.00	6.65
10	Arrastre	5		0.2	2.95	10			13.59	0.00	0.00	13.59
11	Cuneta	0				0			0.00	0.00	0.00	0.00
TOTAL		32	4			72	25	70	19.57	6.65	70	95.85

Fuente: UM. Huachocolpa

La malla de perforación tiene 8 taladros de arranque, 4 de estos vacíos en forma de “Y” para la generación de cara libre, como 1ra ayuda, 2da ayuda, 3ra ayuda (LP5 – LP8) 4 taladros cada uno, como ayuda de corona (LP) 2 taladros, como hastiales (LP10 y LP11) 4 taladros, como corona (LP 14) 5 taladros y finalmente como arrastre (LP15 – LP16) 5 taladros.

El diámetro del taladro de la malla de perforación es de: 1.77 pulg. (45mm)

La perforadora Muki FF registro una velocidad promedio de perforación de 5.08 pies / min
(1.55 m/min)

4.3.1.2.3 Tiempo de perforación por frente

Tiempo de perforacion por disparo = metros por disparo/velocidad

$$\text{Tiempo de perforacion por disparo} = \left(\frac{36\text{tal}}{\text{disp}} \times \frac{3.3\text{m}}{\text{tal}}\right) / \left(\frac{1.25\text{m}}{\text{min}}\right)$$

Tiempo de perforación=95 min = 1.58 horas

4.3.1.2.4 Resultados promedio de perforación

Se realizo el seguimiento detallado de 7 disparos continuos del 15-03-2023 al 21-03-2023 en la RP 250 E, La perforadora Muki FF registra los siguientes promedios (Ver Tabla 22):

Tabla 22. Resultados de prueba de perforación y voladura

C	Fecha	Guardia	Turno	Encargado	Labor	Long. De Perf.	Avance Real	Eff. Voladura	Programa	Objetivo	Cumplimiento	Kg-Explosivo	kg/ML
1	15/03/2023	C	Día	Lenin Arias	RP250	3.20m	3.05m	95%	3.00m	3.15m	97%	87.5	28.7
2	16/03/2023	C	Día	Lenin Arias	RP250	3.30m	3.20m	97%	3.00m	3.15m	102%	100.0	31.3
3	17/03/2023	C	Día	Lenin Arias	RP250	3.30m	3.00m	91%	3.00m	3.15m	95%	100.0	33.3
4	18/03/2023	C	Día	Lenin Arias	RP250	3.10m	2.90m	94%	3.00m	3.15m	92%	100.0	34.5
5	19/03/2023	C	Día	Lenin Arias	RP250	3.10m	2.90m	94%	3.00m	3.15m	92%	100.0	34.5
6	20/03/2023	C	Día	Lenin Arias	RP250	3.15m	3.00m	95%	3.00m	3.15m	95%	100.0	33.3
7	21/03/2023	C	Día	Lenin Arias	RP250	3.00m	3.30m	110%	3.00m	3.15m	105%	100.0	30.3
PROMEDIO TOTAL						3.16m	3.05m	94%	3.15	3.15	95%	98.21	34.80

Fuente: UM. Huachocolpa

Tabla 23. Cuadro de eficiencia de perforación

Avance por disparo:	3.05	m / disparo
Longitud de perforación efectiva:	3.16	m / taladro
Eficiencia en perforación:	88%	
Eficiencia de avance:	95%	
Rendimiento de perforación:	113.8	m. perf / disparo
	37.7	m. perf / m. avan
	0.82	m. perf / ton

Fuente: UM. Huachocolpa

Se obtiene un avance por disparo de 3.05 m por disparo, metraje por encima de lo programado en 0.5m promedio, con una eficiencia de perforación de 88%, este bajo rendimiento se debe principalmente por el tipo de roca.

El avance promedio por disparo

Tabla 24. Consumo de explosivo/disparo

SECUENCIA DE SALIDA	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS			EXPLOSIVOS									D. DE CARGA
				TACO	LONGITUD DE CARGA	EMULNOR 5000	EMULNOR 3000	SUPERFAM	TOTAL (Kg.)				
				m	m	1 1/4" x 12" und	1 1/4" x 12" und	DOS und	EMULNOR 5000 1 1/4x12 (Kg)	EMULNOR 3000 1 1/4x12 (Kg)	SUPERFAM 2 (Kg)	Kg / Tal	
1	Arranque	4	4	0.3	2.85	1		3.63	1.09	0.00	14.51	15.60	
2	1ra. Ayuda	4		0.3	2.85	1		3.63	1.09	0.00	14.51	15.60	
3	2da. Ayuda	4		0.7	2.45	1		3.12	1.09	0.00	12.48	13.56	
4	3ra. Ayuda	4		0.7	2.45	1		3.12	1.09	0.00	12.48	13.56	
6	Ayudas de corona	2		1.1	2.05	1		2.61	0.54	0.00	5.22	5.76	
8	Cuadradores (hastiales)	4		1.1	2.05	1		2.61	1.09	0.00	10.44	11.53	
9	Corona	5		0.2	2.95		5		0.00	6.65	0.00	6.65	
10	Arrastre	5		0.2	2.95	10			13.59	0.00	0.00	13.59	
11	Cuneta	0				0			0.00	0.00	0.00	0.00	
TOTAL		32	4			72	25	70	19.57	6.65	70	95.85	

Fuente: UM. Huachocolpa

El uso de explosivo de FAMESA están distribuidos en la siguiente tabla, en los 32 taladros de hace uso 95.85 kg de explosivo por disparo, esto difiere según la longitud de perforación, que evidentemente en curva ira disminuyendo, lo cálculos se realizan en avance lineal.

Factor de voladura=Kg de explosivo por disparo / m³ rotos por disparo

Fator de voladura=95.85kg por disparo/37.97 m³por disparo

Factor de voladura=2.52 Kg/m³

Tabla 25. Factor de voladura

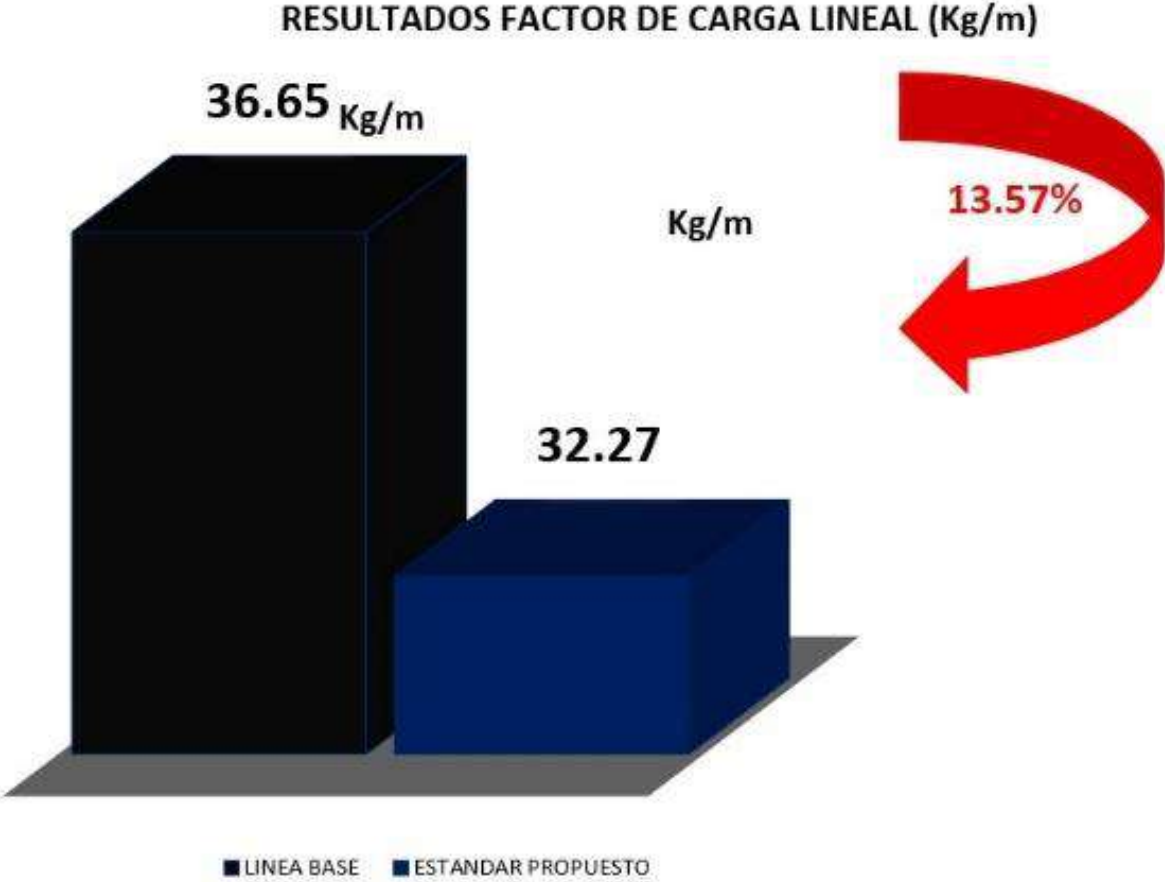
FACTORES	DESMONTES	MINERAL	UND
F. de potencia:	0.89	0.76	Kg / t
F. de carga:	2.52	2.52	Kg / m ³
F. de avance:	32.27	32.27	kg / m

Fuente: UM. Huachocolpa

Como resultado principal obtenido, se tiene el factor de carga de 2.45 kg de explosivo usados para la fragmentación 1 m³ de roca. Dato importante para comparaciones futuras.

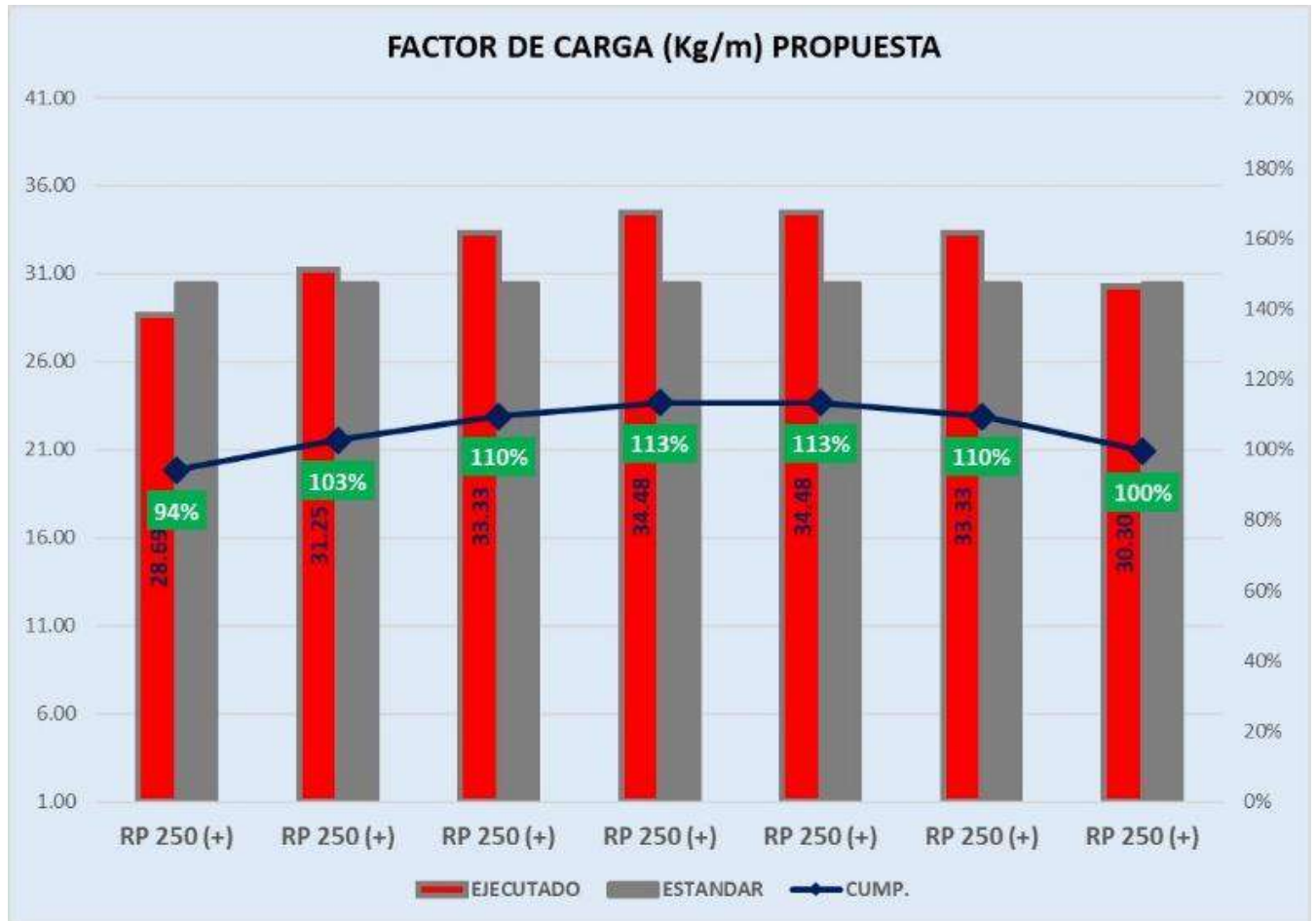
En temas de perforación se obtuvo una mejora con respecto a la línea base propuesta por compañía, una reducción de 13.57% en la carga lineal (kg/m) (Ver Gráfico 1).

Gráfico 1. Resultado de carga lineal



Fuente: UM. Huachocolpa

Gráfico 2. Factor de carga



Fuente: UM. Huachocolpa

4.3.1.2.5 Avance/Disparo, Avance/mes

Considerando un disparo por día por motivos de comparación, los 300 m lineales de la rampa se ejecutarían en:

$$\text{Tiempo de ejecucion} = \frac{300m}{3.15m/disp}$$

$$\text{Numero de disparos de la rampa} = 98.36 \text{ disparos}$$

$$\text{Numero de dias para la construccion de la rampa} = \frac{98.36 \text{ disp}}{1 \text{ disp/dia}}$$

$$\text{Numero de dias para la construccion de la rampa} = 99 \text{ dias}$$

El tiempo de ejecución de la rampa considerando un disparo por día es de 3.3 meses

Figura 43. Imagen de un frente perforado



Fuente: Propio

4.3.1.2.6 Voladura

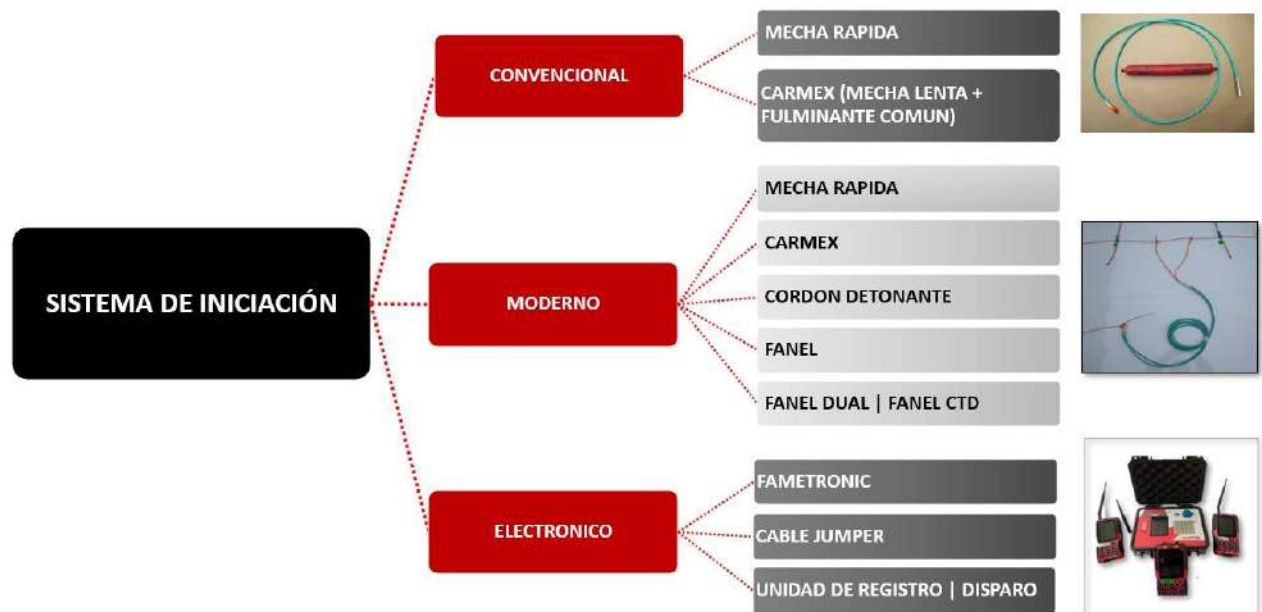
4.3.1.2.7 Explosivos y accesorios

El diseño de malla de perforación también contempla los cambios en el tipo de voladura, para el caso de construcción de rampa se tiene en cuenta el uso y las dimensiones de la labor, además

de la conexión a galería que conecta a superficie la Rp 250 E tendrá como uso el alto tránsito de equipos de limpieza, para el relleno detrítico de tajos, razón principal para el urgente uso de voladura controlada, minimizando así el daño al macizo rocoso para evitar futuros problemas por desprendimiento de rocas.

La imagen muestra el cambio en los accesorios de voladura, haciendo uso de la mecha rápida z18, carmex de 7 pies, cordón detonante de bajo gramaje para iniciar el fanel y voladuras secundarias, pentacord 3PE y el fanel LP de 4.2 m (Ver Fig. 44).

Figura 44. Sistemas de iniciación

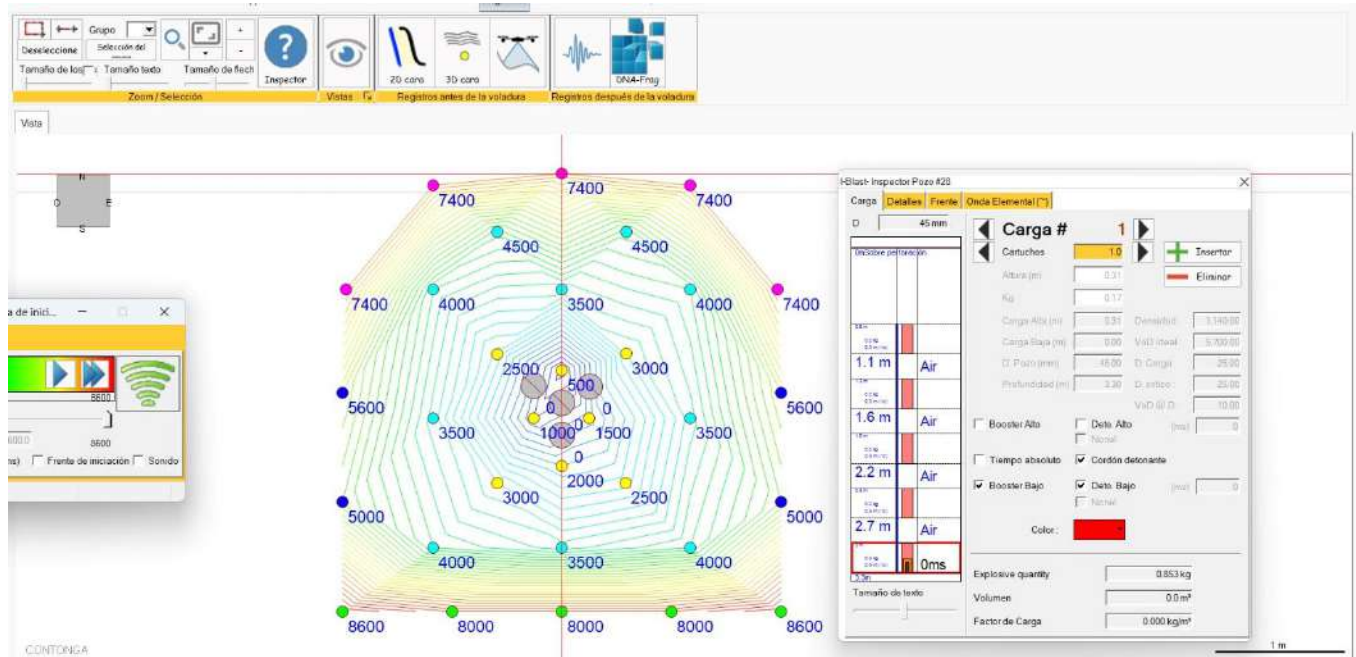


Fuente: Famesa Explosivos

4.3.1.2.8 Diseño de carga

Para el diseño de carga se hace uso del software I-Blast para la simulación respectiva y la debida optimización de la malla de voladura (Ver Fig. 45).

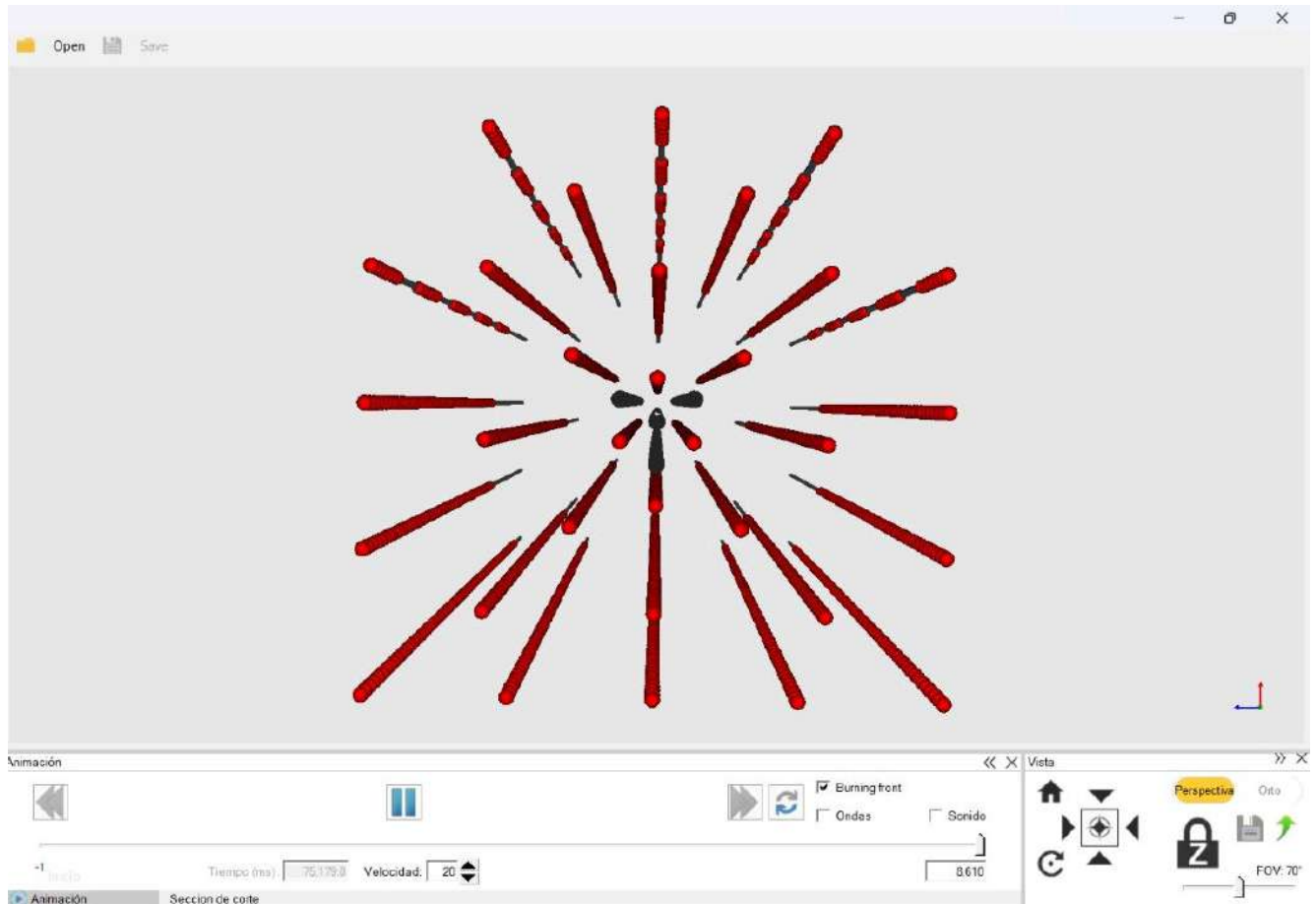
Figura 45. Simulación de carguío



Fuente: UM. Huachocolpa

La imagen muestra la simulación de la malla de perforación resaltando el retardo por taladro en milisegundo, el lado izquierdo detalla la carga del taladro de corona mostrando las llamadas “medias cañas” (Ver Fig. 46).

Figura 46. Simulación de taladros y cargui de explosivo



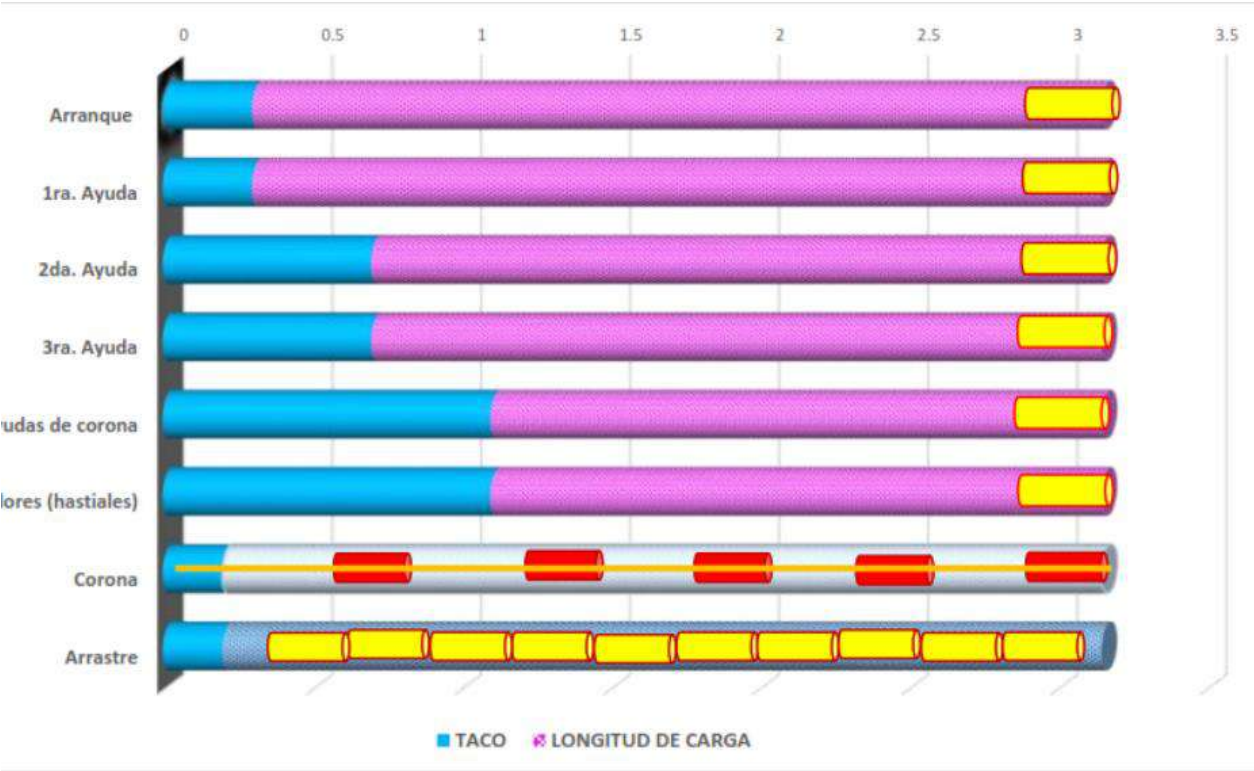
Fuente: UM. Huachocolpa

La siguiente imagen muestra todos los taladros cargados con excepción de los taladros de corona ya que se hace la propuesta del uso de medias cañas para la protección de la corona y minimizar el daño a la estructura del macizo rocoso.

4.3.1.2.9 Distribución de explosivo en los taladros

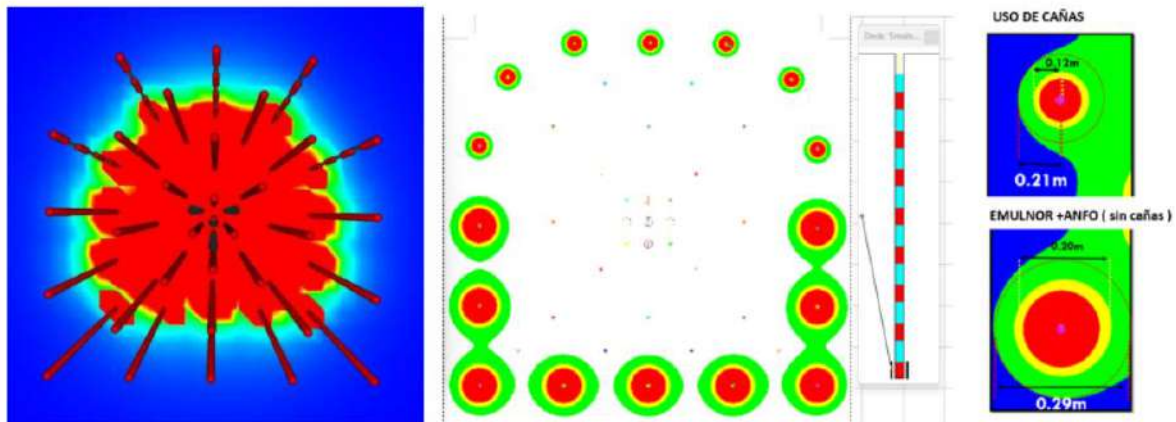
La siguiente imagen muestra la distribución de taladros desde una vista longitudinal de los taladros (Ver Fig. 47).

Figura 47. Distribución de explosivo en los taladros



Fuente: UM. Huachocolpa

Figura 48. Simulación de voladura controlada



Fuente: Famesa Explosivos

La siguiente imagen resalta la importancia del uso de cañas, según la simulación del software I-Blast, indica menor potencia de detonación en los taladros de corona, minimizando en un 40% así el daño al macizo rocoso (Ver Fig. 49).

Figura 49. Carguío con medias cañas



Fuente: Propio

4.3.1.2.10 Costo con equipo mukiFF

a) Costo de perforación y aceros de perforación

La perforación con equipo miinijumbo se realiza con mano de obra más capacitada. Se nota el incremento en el coste de personal y este compuesto por (Ver Tabla 26):

Tabla 26. Costo por perforación con el equipo Muki FF

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		S./Unidad		s/.	s./m
1.00	PERFORACION						2,803.23	935.79
1.01	Mano de Obra			3.00			648.30	
	Operador de Scaler	Gdia	1.00	1.00	234.61		234.61	
	Operador de Jumbo	Gdia	1.00	1.00	234.61		234.61	
	Ayudante Operador de Jumbo - Scaler	Gdia	1.00	1.00	179.08		179.08	
1.02	Aceros de Perforacion						519.32	
	Barras de perforacion 12'	p.p		496.80	1,095.12	5,000	108.81	
	Brocas de 51 mm	p.p		496.80	287.64	600	238.16	
	Shank Adapter	p.p		496.80	764.22	7,500	50.62	
	Coopling	p.p		496.80	226.46	4,000	28.13	
	Rimadora de 89 mm	p.p		43.20	846.69	500	73.15	
	Adapter piloto	p.p		43.20	425.88	900	20.44	
1.03	Equipos						1,570.78	
	Scaler Traslado/desatado	hr.		3.00	177.27		531.81	
	Scaler Redesatado	hr.		0.50	177.27		88.64	
	Combustible del Scaler	Gal		8.05	10.43		83.94	
	Jumbo	hr.		2.68	312.45		838.41	
	Combustible del Jumbo	Gal		2.68	10.43		27.98	
1.04	Herramientas y EPP						64.83	
	Implementos de seguridad / Riesgo electrico	Gdia	3.00	1.00	13.77		41.32	
	Herramientas	Gdia	1.00	1.00	20.69		20.69	
	Lamparas Mineras	Gdia	3.00	1.00	0.94		2.82	

Fuente: UM. Huachocolpa

El costo de perforación es de 935s/. /m

b) Costos de voladura con el equipo MukiFF

Tabla 27. Costos de voladura con Muki FF

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad (Personas)	Rendim.	Costo Unitario S./Unidad	Vida Util	Costo Parcial US\$	Costo Total s./m
2.00	VOLADURA						752.36	251.90
2.01	Mano de Obra			1.00			179.08	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.00	1.00	179.08		179.08	
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						558.94	
	Emulnor 3000 x 1 1/2 x 12"	Pza.	27.00	9.00	1.47		356.04	
	Emulsion Famecorte E20	Pza.	5.00	6.00	1.88		56.35	
	Detonador Ensamblado 2.4m	Pza.		2.00	1.78		3.57	
	Detonador no eléctrico 4.2m	Pza.	32.00	1.00	3.23		103.31	
	Mecha rápida Z-18	m.		2.00	1.05		2.10	
	Cordón Detonante Pentacord 3P	m.		50.00	0.57		28.55	
	TUBO ARRASTRE PVC 41MMx3.5M	Pza.	3.00	1.00	3.01		9.02	
2.03	Herramientas y EPP						14.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	1.00	13.25		13.25	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	1.00	0.94		0.94	

Fuente: UM. Huachocolpa

El costo de voladura es de 251.9 s/. /m

c) Costo de equipos de perforación

Tabla 28. Costos de acarreo y carguío Muki FF

Item	Descripcion	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		S./Unidad		US\$	s./m
3.00	ACARREO Y CARGUIO						766.14	255.76
3.01	Mano de Obra			1.00			192.43	
	Operador de Scooptram 4.2 yd3 - Acarreo	Gdia	0.50	1.00	192.43		96.22	
	Operador de Scooptram 4.2yd3 - Carguio	Gdia	0.50	1.00	192.43		96.22	
3.02	Equipos						559.52	
	Scooptram 4.2 yd3 - acarreo a cámara	hr.		2.34	139.05		325.79	
	Scooptram 4.2 yd3 - carguio a volquetes	hr.		0.67	139.05		92.56	
	Petróleo Scooptram 4.2 yd3 - acarreo a cámara	Gal		10.54	10.43		109.94	
	Petróleo Scooptram 4.2 yd3 - carguio a volquetes	Gal		3.00	10.43		31.23	
3.03	Herramientas y EPP						14.18	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.00	1.00	13.25		13.25	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.00	1.00	0.94		0.94	

Fuente: UM. Huachocolpa

El costo de acarreo y carguío con el equipo mukiFF es de 255 s/. por metro línea avanzado.

d) Costos parciales.

Tabla 29. Cotos parciales con el equipo MukiFF

TOTAL COSTO DIRECTO (S./m)		1,497.45
Utilidad	10%	149.74
Gastos Generales	63.10%	944.82
TOTAL COSTO (S./m)		2,592.01

Fuente: UM. Huachocolpa

La suma de los costos de perforación, voladura y acarreo suman 1,497.45 soles por metro lineal avanzado, compañía agrega a este costo un 10% por concepto de utilidad y 63.10% como gastos generales.

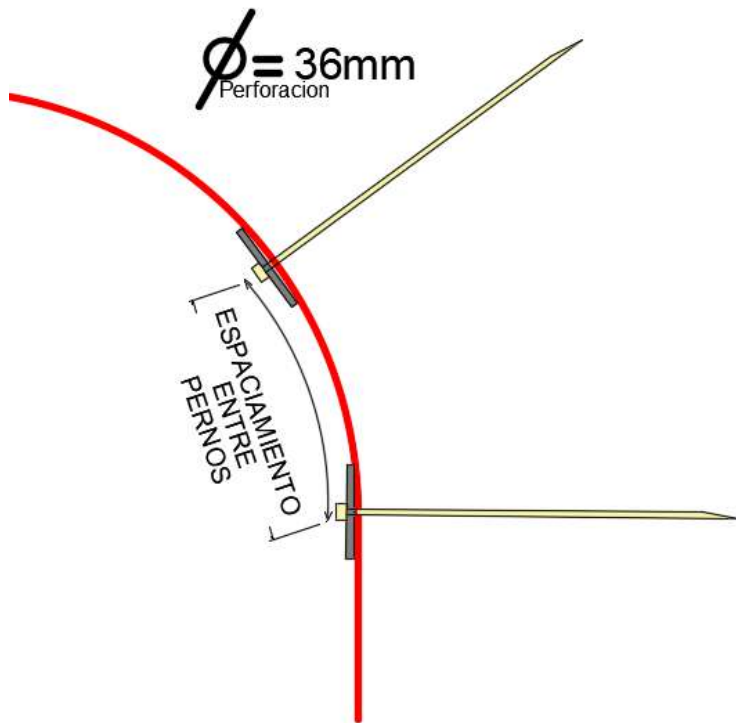
4.3.1.3 Sostenimiento

4.3.1.3.1 Tipo de sostenimiento

El sostenimiento recomendado en una labor permanente y de alto tránsito es de perno y malla como muestra la siguiente imagen, el diámetro de perforación para el perno Split set es de 36mm,

El equipo MUKI ff es capaz de realizar perforación para el anclaje de perno Split set, ya que también cuenta con un martillo de percusión adaptado. Como muestra el marco teórico (Ver Fig. 44).

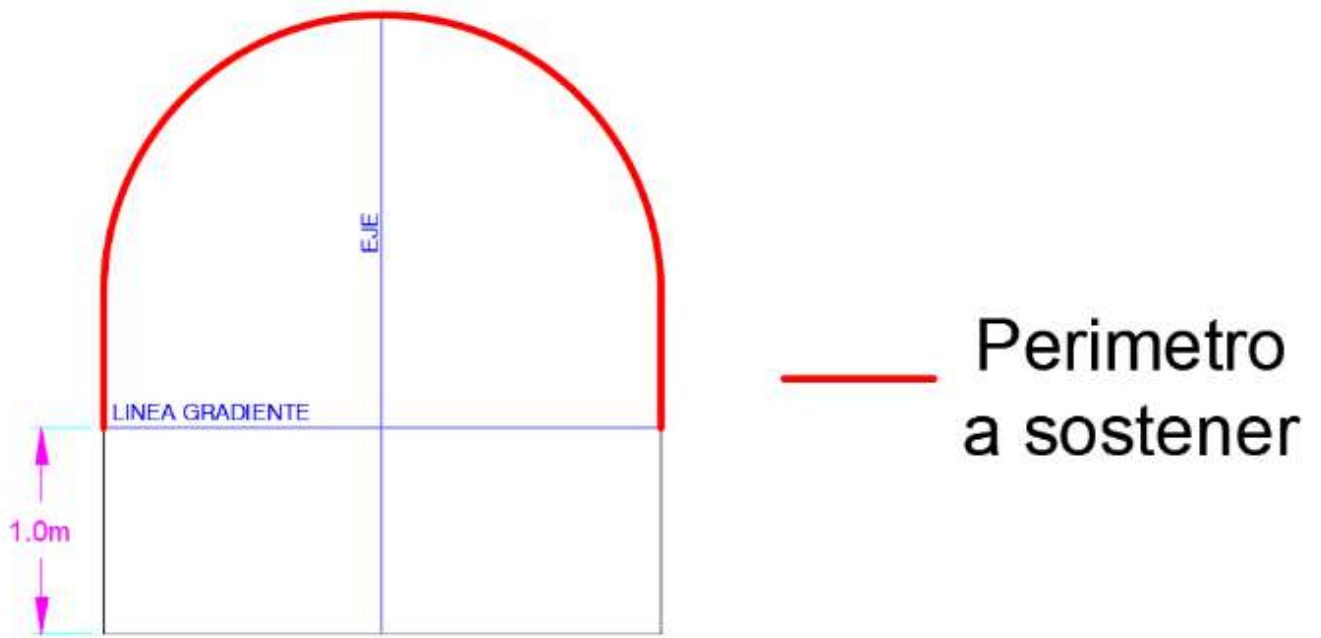
Figura 50. Sostenimiento estándar U M Huachocolpa



Fuente: UM. Huachocolpa

El área al sostener se limita a la gradiente, la gradiente en la unidad minera Huachocolpa es de 1m a nivel del piso de la labor

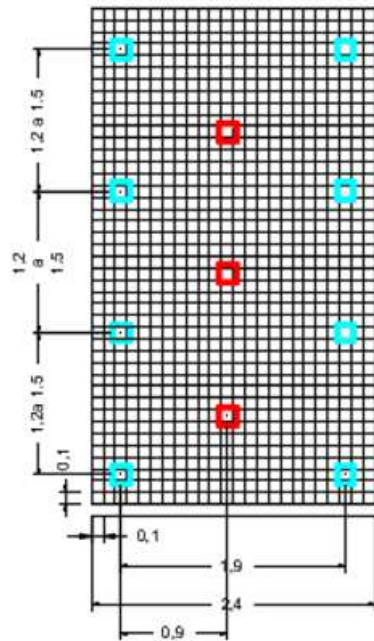
Figura 51. Área de sostenimiento estándar UM Huachocolpa



Fuente: UM. Huachocolpa

El esquema de la malla de sostenimiento de 3.5m x 3.5m como muestra la imagen. El perímetro a sostener tiene una distancia de 7m.

Figura 52. Esquema de sostenimiento UM Huachocolpa



Esquema
P.Split Set + Malla

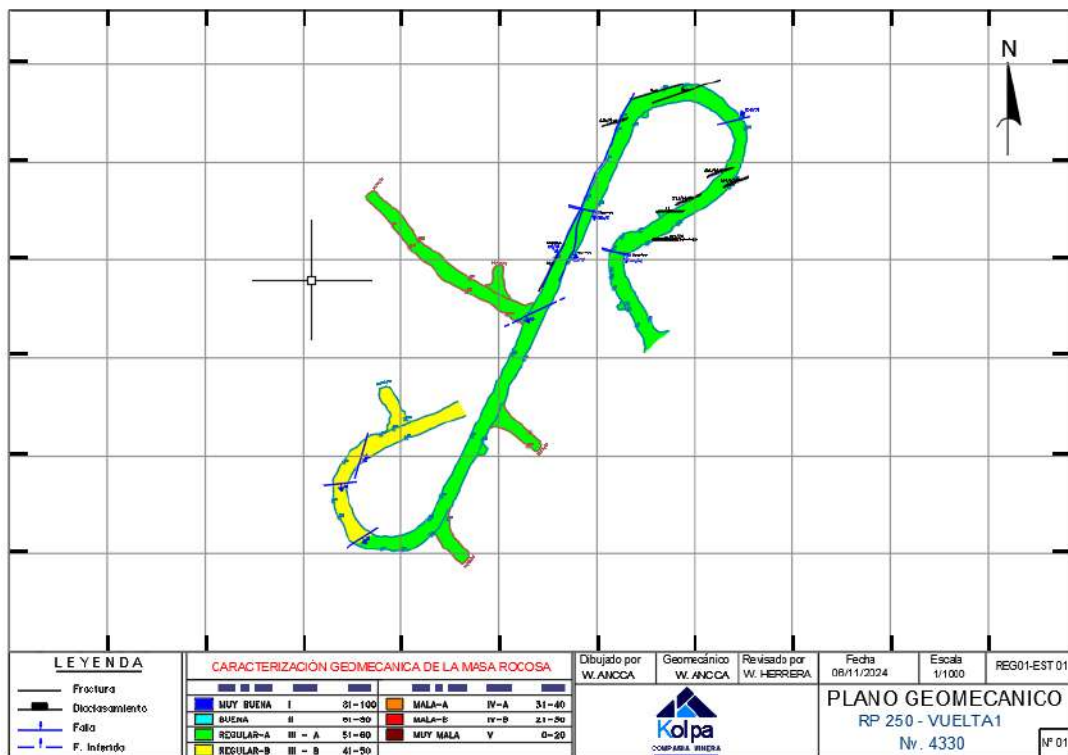
Fuente: UM. Huachocolpa

Figura 53. Identificación del tipo de estructura

CODIGO DE COLORES	R.M.R.	CALIDAD E IDENTIFICACION DEL TIPO DE ROCA ESTRUCTURA	CARACTERISTICAS DE LA ROCA- CONDICION SUPERFICIAL
	61 - 80	Buena (R - I) Levemente fracturada (2 a 6 fracturas/ mt) Solo se rompe esquirlas	<ul style="list-style-type: none"> * Roca dura con pocas fracturas * Sana o ligeramente alterada * Poca humedad en algunos casos * Su astillamiento es fino y con proyección
	41 - 60	Regular (R - II) Moderadamente fracturada (6 a 12 fracturas/ mt) Se rompe con mas de 3 golpes	<ul style="list-style-type: none"> * Roca medianamente dura * Regular cantidad de fracturas * Presencia de fallas menores * Ligera a moderada alteración * Ligeros goteos * Su astillamiento es mas ancho, dando origen a planchoneos en la malla

TIPO DE SOSTENIMIENTO	
EXCAVACION LABOR PERMANENTE	EXCAVACION LABOR TEMPORAL
<p>En labores Horizontales, Verticales y Preparaciones de Tajeos de Taladros Largos; requiere sostenimiento sistemático con PERNOS HELICOIDALES de 6' o 7' ó cable bolting, instalados sistemáticamente a 1,50 x 1,50 forma rombica mas malla</p> <p>Nota.- Será mas frecuente la liberación de energía o estallido de rocas (violento). Es necesario perforar taladros de alivio</p>	
<p>El split set se utilizara para el traslape o pegado de malla y sostenimiento para frentes con malla de sacrificio</p>	
<p>En labores Horizontales, Verticales y Tajeos de Taladros Largos; requiere sostenimiento sistemático con PERNOS HELICOIDALES de 6' o 7' o cable bolting, instalados sistemáticamente a 1,50 x 1,50 forma rombica mas malla</p> <p>Cuando se tenga factores influyentes se debe utilizar MALLA de 2"x2" o Shotcrete. Si se observara formación de cuñas utilizar PERNOS HELICOIDALES DE 10' ó 3 metros o cable bolting de 4 o 6m.</p> <p>Nota.- La liberación de energía es menos violenta, al de la roca buena. Se puede identificar inicialmente por crujidos o reacomodos del macizo rocoso</p>	
<p>El split set se utilizara para el traslape o pegado de malla y sostenimiento para frentes con malla de sacrificio</p>	

4.3.1.3.2 Plano Geomecanico



Fuente: UM. Huachocolpa

En coordinación con el área de Geomecanica se recomienda sostener la Rp 250 E con perno a 1.5 x 1.5m y malla electrosoldada de 4”

4.3.1.3.3 Resultados de sobre rotura

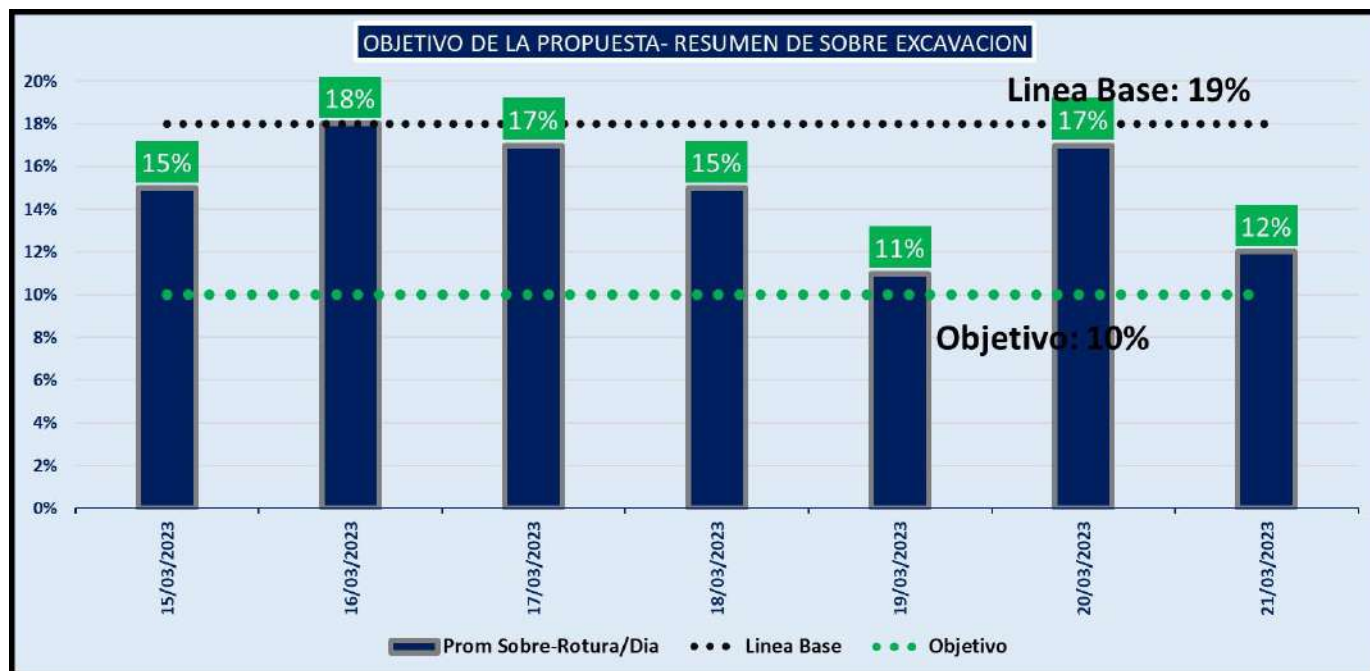
El uso de cañas disminuyo notablemente el porcentaje de sobre rotura hasta un 11%, cercano al objetivo del 10% de sobre excavación, pero cumpliendo con la línea base del 18%.

Tabla 30. Resultado de sobrerotura

Fecha	Prom Sobre-Rotura/Dia	Linea Base	Objetivo
15/03/2023	15%	18%	10%
16/03/2023	18%	18%	10%
17/03/2023	17%	18%	10%
18/03/2023	15%	18%	10%
19/03/2023	11%	18%	10%
20/03/2023	17%	18%	10%
21/03/2023	12%	18%	10%
PROMEDIO	15%		

Fuente: UM. Huachocolpa

Gráfico 3. Resumen de sobrerotura



Fuente: UM. Huachocolpa

B) Costos de sostenimiento

INSTALACIÓN DE MALLA ELECTROSOLDADA 4"x4"x2.42 x25 M + Perno Helicoidal 7' CON JUMBO

Rendimiento Malla	18.30 m2	Fac. PH/malla	0.82
Ancho (m):	2.4	<u>Equipos de Perforacion</u>	
Largo (m):	25.00	Jumbo	1 Frentes/gdia
Malla electrosoldada de 4"x4"	60.00 m2/und	Consumo de Combustible	1.00 Gal/hr
Malla electrosoldada necesaria:	24.72 m2	Perforación de taladros	2.70 min/tal
N° de Mallas:	0.41 50.40	Colocación de pernos	1.20 min/tal
Perdida por retazos:	11%	Longitud de Perforacion	7.00 pies
Perdida por traslape:	17% (+0.4/2.4)	Rendimiento Perno	15.00 Und
Factor de sobre rotura	7.2%	Longitud de Perforación	7.00 pies
Cartuchos de resina por taladro	2.00 unidades	Pies perforados	105.0 pies
Cartuchos de cemento por taladro	4.00 unidades	Malla por perno	1.2 m2/perno

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Rendim.	Costo Unitario	Vida Útil	Costo Parcial	Costo Total
			(Personas)		S/.		S/.	S./m2
1.00	SOSTENIMIENTO						923.61	50.47
1.01	Mano de Obra				0.6		124.11	
	Operador de Jumbo	Gdia	0.30	1	234.61		70.38	
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	0.30	1	179.08		53.72	
	Incluye traslado de material							
1.02	Accesorios de perforación						81.77	
	Barras de perforación R32-H25-R25 x 8'	p.p	105.0		618.54	4,000	16.24	
	Brocas de 33 mm	p.p	105.0		202.80	500	42.59	
	Shank Adapter	p.p	105.0		764.22	7,500	10.70	
	Coopling	p.p	105.0		226.46	4,000	5.94	
	Adaptador para perno helicoidal	Pza	105.0		323.52	5,000	6.30	
1.03	Materiales e insumos						369.97	
	Malla Electrosoldada 4"x4"x2.42x25m	Pza	0.41		283.03		116.60	
	Perno Split Set de 7' (inc Placa + tuerca)	Pza	15.00		16.89		253.37	
	Cartucho Resina	Und	0.00		1.85		0.00	
	Cartucho Cemento	Und	0.00		0.54		0.00	
1.04	Equipos						318.24	
	Jumbo - perforación de taladros	hr.	0.675		312.45		210.90	
	Jumbo - colocación de perno helicoidal	hr.	0.3		312.45		93.73	
	Combustible del Jumbo	Gal	0.675		10.43		7.04	
	Barra tensadora	Gdia	1.00		6.56		6.56	
1.06	Herramientas y EPP						29.52	
	Implementos de seguridad / Riesgo electrico	Gdia	0.60		13.77		8.26	
	Herramientas	Gdia	1.00		20.69		20.69	
	Lamparas Mineras	Gdia	0.60		0.94		0.56	
TOTAL COSTO DIRECTO (S./m2)								50.47
	Utilidad						10.0%	5.05
	Gastos Generales						63.1%	31.84
COSTO TOTAL (S./m2)								87.36

Fuente: UM. Huachocolpa

El costo por metro cuadrado de sostenimiento con jumbo con perno Split set y malla electrosoldada de 4" es de 87.36 soles.

4.3.1.3.4 Costo total con equipo mukiFF

Para hallar el costo total de la construcción de la rampa sumaremos el costo lineal de perforación-voladura-acarreo con el costo de sostenimiento

Costo total con MukiFF=Costo per-vol-acarreo + costo sostenimiento

Costo total con MukiFF = 2,592s/. /m x 300m +87s/. /m² x 7mx300m

Costo total con MukiFF = 961,095 s/.

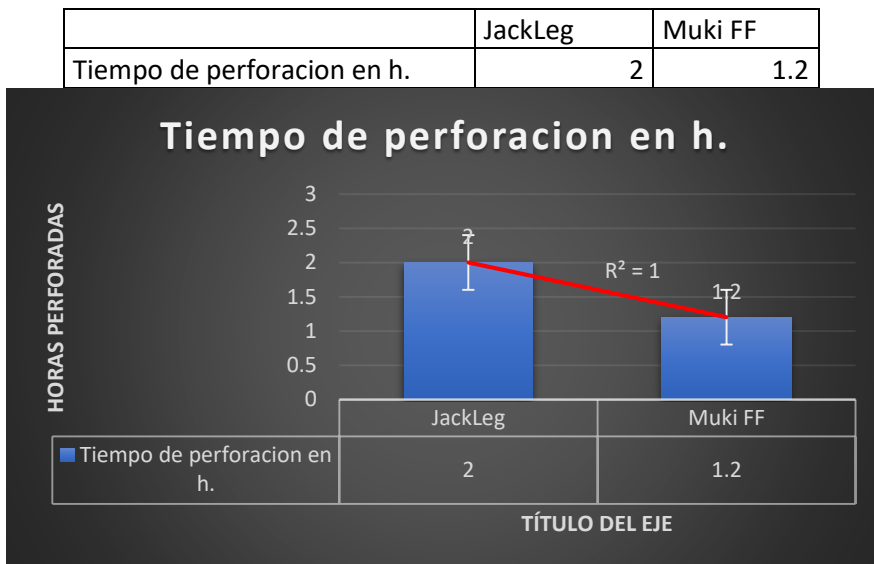
CAPITULO V.

ANALISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Análisis Técnico de resultados de las operaciones subterráneas en la Rampa 250E

5.1.1 Comparación en los tiempos de perforación

Gráfico 4. Comparación del tiempo de perforación



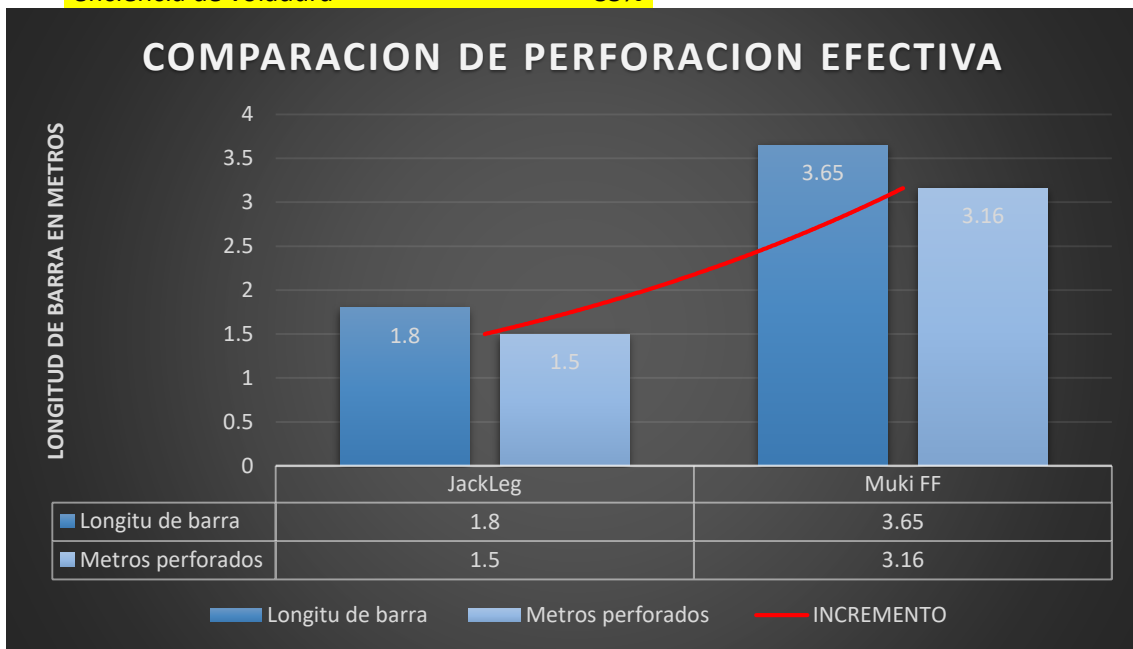
Fuente: Elaboración propia

El promedio de perforación disminuye un 80%

5.1.2 Comparación en los parámetros de perforación

Gráfico 5. Comparación en los parámetros de perforación

	JackLeg	Muki FF
Longitu de barra	1.8	3.65
Metros perforados	1.5	3.16
INCREMENTO		111%
eficiencia de voladura		85%



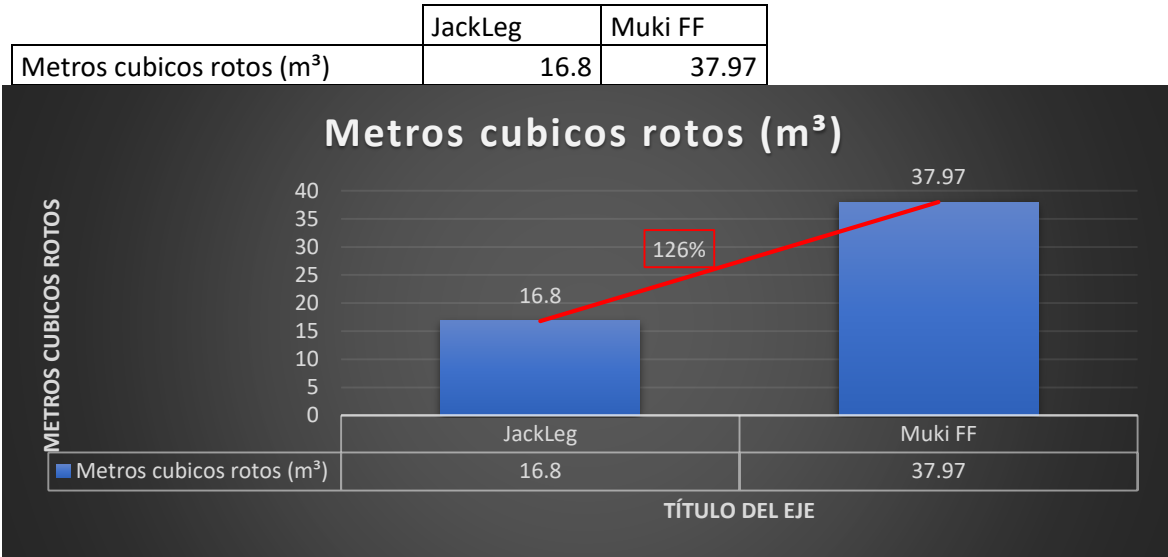
Fuente: Elaboración propia

El cambio en la perforadora representa un incremento del 111% (a 3.16 metros perforados por disparo)

5.1.3 Comparación en el factor de carga

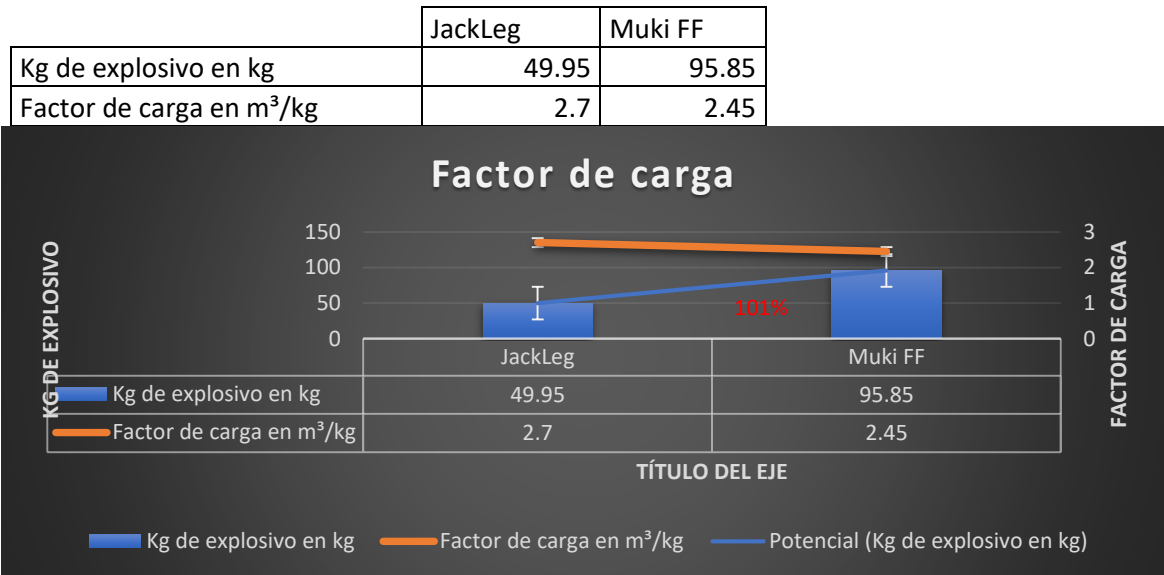
El cambio de equipo representa un incremento de 126% (37.97 m³ rotos por disparo)

Gráfico 6. Comparación en el factor de carga



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 7. Comparación en el factor de carga

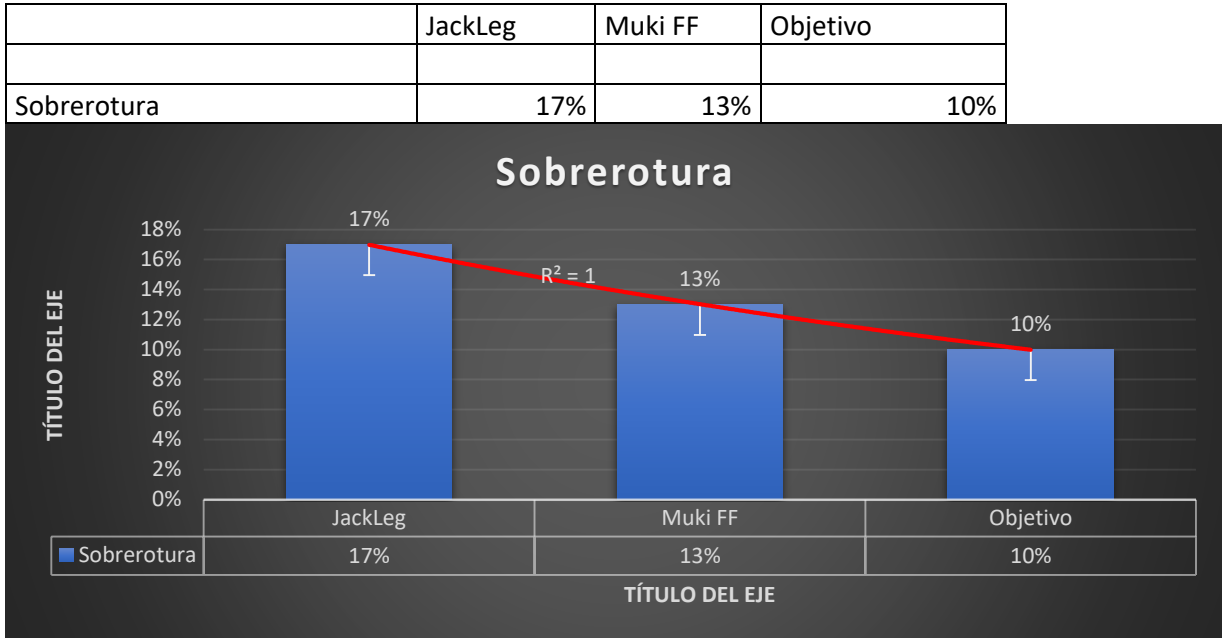


Fuente: Elaboración propia

El uso de explosivo representa un incremento de 101% (de 49.95 kg de explosivo a 95.85 kg), al considerar el tonelaje roto por disparo y realizar una comparación el gráfico muestra un descenso en el factor de carga (de 2.7 a 2.45), notándose el menor uso de explosivo por metro cúbico roto.

5.1.4 Resultados de sobrerotura

Gráfico 8. Comparación de la sobrerotura



Fuente: Elaboración propia

La disminución del porcentaje de sobrerotura representa uno de los mayores logros por el uso futuro de la rampa 250 E, esta disminución del 24% en la sobrerotura representa un incremento en el factor de seguridad y el desprendimiento de rocas a futuro.

5.2 Análisis y discusión de Resultados económicos

La tabla muestra un compilado de los costos unitarios analizados, se desarrolla cada uno de ellos:

Gráfico 9. Comparación costos de perforación

	JackLeg		Muki FF	
	s/. /m	s/. /disp	s/ /m	s/. /disp
Costos de perforacion	631.96	947.94	935.79	2,947.74



Fuente: Elaboración propia

El costo de perforación se incrementa de 631.96 s/. a 935.79 s/. por disparo, también incrementa el avance por disparo de 1.5m a 3.15m por disparo.

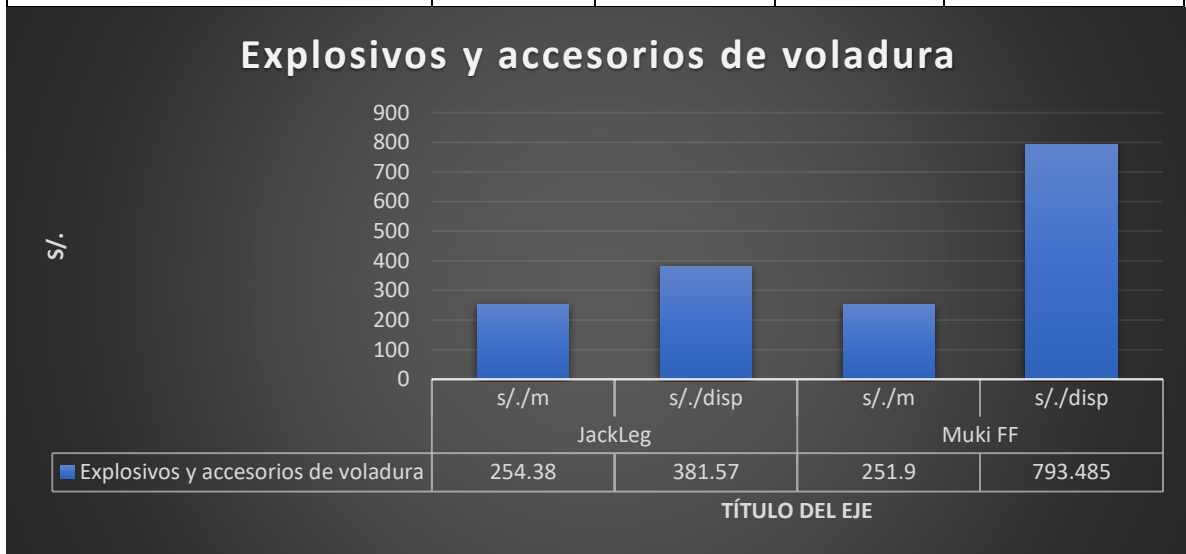
Los costos unitarios de aceros de perforación muestran un significativo incremento, esto principalmente por el costo de la barra de perforación de 6 pies para el Jackleg y 12 pies en el Jumbo.

El costo de compra y mantenimiento del equipo MUKI FF representa el costo e incremento mayor en los precios unitarios, la subida en los costos del equipo compensa el incremento en el avance y la eficiencia de perforación.

El costo de las herramientas usadas (barretas, llaves, mangueras, etc.) no varían al igual que los implementos de seguridad, pero se nota la disminución en el precio unitario por metro.

Gráfico 10. Comparación de costos de explosivos y accesorios de voladura

	JackLeg		Muki FF	
	s./m	s./disp	s./m	s./disp
Explosivos y accesorios de voladura	254.38	381.57	251.9	793.485



Fuente: Elaboración propia

El costo por disparo incrementa de 381.57 soles a 793.48 soles.

El incremento en los costos de voladura se debe principalmente al incremento de la longitud del taladro y el uso de un sistema de iniciación más moderno.

Gráfico 11. Comparación costos de acarreo

	JackLeg		Muki FF	
	s./m	s./disp	s./m	s./disp
Costos de acarreo	543.22	814.83	255.76	805.644

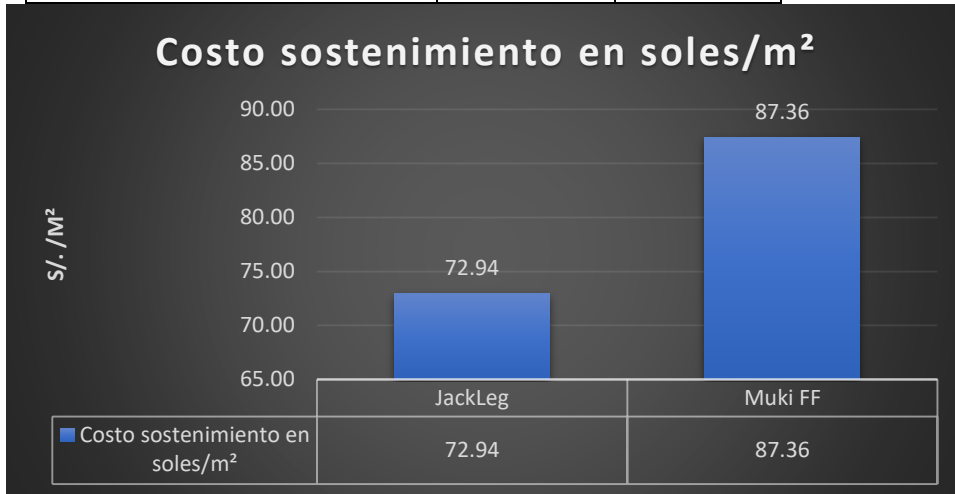


Fuente: Elaboración propia

El costo de acarreo está basado en el consumo de combustible y costo de mano de obra.

Gráfico 12. Comparación de costo de sostenimiento

	JackLeg	Muki FF
Costo sostenimiento en soles/m ²	72.94	87.36

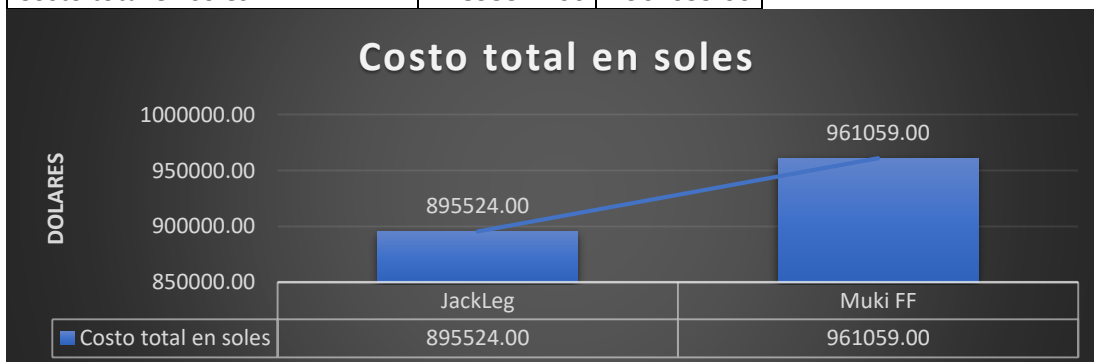


Fuente: Elaboración propia

El incremento en el costo de sostenimiento se debe al uso del MukiFF en lugar de Jackleg, este equipo se caracteriza por su versatilidad y también se usa en sostenimiento.

Gráfico 13. Comparación de costos totales

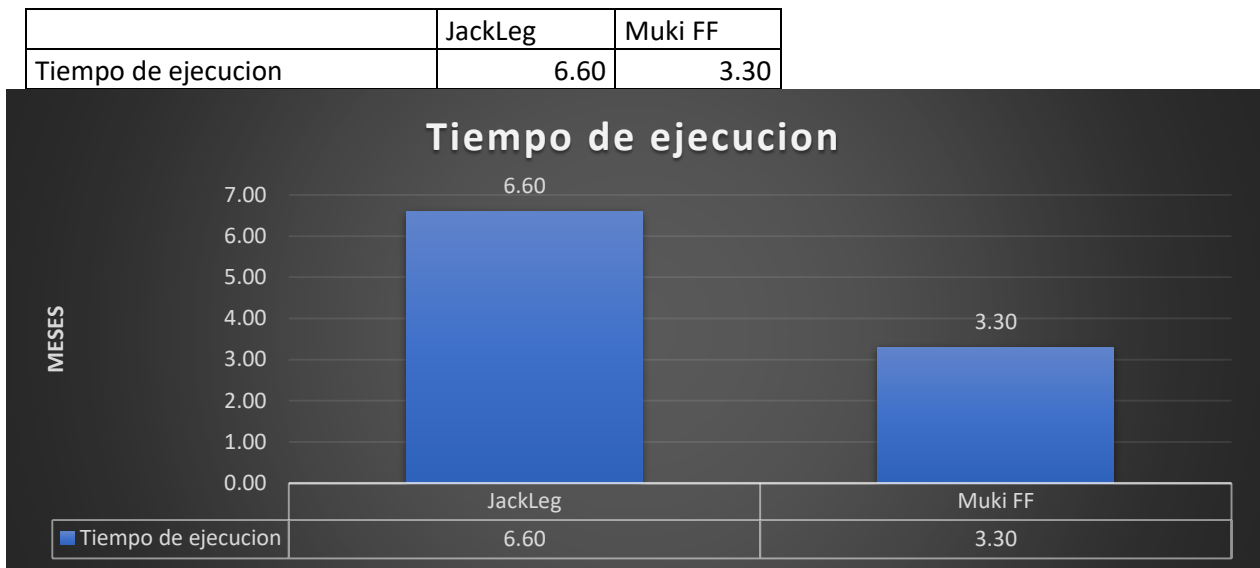
	JackLeg	Muki FF
Costo total en soles	895524.00	961059.00



Fuente: Elaboración propia

El incremento de los costos unitarios de la construcción de la Rampa 250 se incrementan en 65,535 por la construcción de toda la rampa, este costo solo representa el análisis de los costos de perforación y voladura, esto compensa la disminución de la sobre rotura y el tiempo de construcción.

Gráfico 14. Comparación en los tiempos de ejecución



Fuente: Elaboración propia

El grafico muestra la disminución en 100% en el tiempo de construcción de la rampa. Si bien este cálculo fue con motivos comparativos tomando en cuenta un disparo por día, según ciclo de minado este tiempo podría reducir aún más si se optimizan los procesos de limpieza y sostenimiento.

5.2.1 Análisis y discusión de las ventajas y desventajas de la perforadora Electrohidráulica MUKI FF

5.2.1.1 Ventajas del uso de la perforadora electrohidráulica MUKI FF en la construcción de la Rampa 250E

El desarrollo de la rampa RP 250 E de la unidad minera Huachocolpa muestra las siguientes ventajas con el uso del Equipo MukiFF

- Reducción del tiempo de perforación e incremento de longitud de disparo
- Flexibilidad para la perforación de taladros de voladura y taladros de sostenimiento
- Reducción en desviación de taladros
- Mayor facilidad para las perforaciones en secciones más amplias
- Flexibilidad para la perforación de tajos
- Menor exposición al peligro del personal

5.2.1.2 Desventajas del uso de la perforadora electrohidráulica MUKI FF en la construcción de la Rampa 250E

El desarrollo de la rampa RP 250 E de la unidad minera Huachocolpa muestra las siguientes desventajas con el uso del Equipo MukiFF

- Incremento de costos.
- Requerimiento de mano de obra calificada

-Requerimiento de mano de obra calificada para mantenimiento y reparaciones.

5.2.2 Comentarios Finales

La propuesta de la construcción de la rampa RP250 E en la unidad minera Huachocolpa responde principalmente a la necesidad de minimizar la distancia de acarreo y aprovechando la ubicación estratégica para la conexión a una labor que conecta directamente a superficie; pero a su vez responde a un análisis de mejoramiento en la voladura para minimizar el daño al macizo rocoso, el avance de tecnología e investigación demostraron que el uso de cañas en voladura de corona, esta investigación reafirma lo dicho, si bien el incremento de costo podría significar que la optimización no es la adecuada pero el tiempo y la seguridad que ofrece compensan este método compensan con procesos futuros. Si bien el incremento de costo de perforación y voladura podrían representar un impedimento, la empresa tiene que determinar usos futuros en frente para sus operaciones mecanizadas, no necesariamente en todos los frentes de avances pero el uso debería ser en frentes que serán muy transitados y permanentes.

CONCLUSIONES

1. Con la implementación del equipo electrohidráulico MUKI FF se mejora significativamente los procesos en el ciclo de minado de la construcción de la RP 250 E, logrando reducir el tiempo y la eficiencia de perforación, reduciendo el factor de potencia, reduciendo la sobrerotura y mejorando la seguridad para el personal. Con la implementación del equipo MukiFF se garantiza el uso permanente de esta Rampa.

2. Con la implementación del equipo Muki FF se logró incrementar el avance por metro disparado de 1.5m a 3.1 m en promedio, esto significa una reducción en el tiempo de construcción total de la rampa, de 6.6 meses a 3.3 meses, el tiempo de perforación del equipo electrohidráulico MUKI FF (1.2 h) es menor en comparación con el JackLEg,(2h) esto representa mayor tiempo en la continuidad del ciclo de minado, además su versatilidad permite usar el mismo equipo para sostenimiento de malla y Split set. Los resultados de voladura muestran el incremento en el uso de explosivos por disparo por el incremento en la longitud de perforación, de 49.95 a 105 kg, pero se logra reducir el factor de carga de 2.7 kg/m³ con la malla hecha por el equipo Jackleg a 2.45 kg con la malla usada con el equipo Muki FF, esta reducción responde principalmente a la mejor optimización en la distribución de explosivo para este tipo de roca.

3.El cambio en el proceso de perforación va acompañado de un sistema de voladura que incluye el uso de cañas para reducir el daño al macizo rocoso, con este cambio se ha logrado reducir la sobre rotura del 17% al 13% con un objetivo final de 10%, esta disminución representa menor riesgo en el desprendimiento de rocas, y mayor duración de la rampa reforzada con sostenimiento de perno Split set junto a malla electrosoldada de 4x4 para el tipo de roca con RMR de 61 para evitar cualquier tipo de desprendimiento de rocas a futuro.

4. El análisis de costos unitarios muestran un incremento para el equipo MukiFF en el costo unitario por metro avanzado (de 2,474.5 soles por metro a 2,592.01 soles por metro avanzado), esto se debe principalmente por el costo elevado de equipo muki FF en comparación con un equipo manual, de igual manera los costos de voladura se incrementan (de 254.38 soles por metro a 251.91 soles por metro) por el incremento de longitud y carga lineal por taladro y demás accesorios para la voladura controlada, si bien este incremento en los costos tienen que ser analizados por compañía, los beneficios como la disminución en sobre rotura, reducción del tiempo en los ciclos de minado, incremento en la seguridad respaldan el incremento del costo.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda mejorar la longitud de perforación de 3.1 a 3.3 como mínimo con el cambio o afilado constante de brocas que, debido a las condiciones de roca, estas sufren un desgaste acelerado.

2. Se recomienda reducir el factor de carga por voladura, esto acompañado de una mejor eficiencia en la perforación, reduciendo también los costos de voladura.

3. Se recomienda realizar el seguimiento constante de la sobrerotura para llegar al objetivo del 10% con el constante análisis en el uso de medias cañas.

4. Se recomienda realizar el cambio de la perforadora jackleg a Mukiff en las labores permanentes para mejorar principalmente la seguridad del personal.

BIBLIOGRAFIA

Arrarte Grau , R. (2016). *Estudio de factibilidad, aplicando rampas Basculantes en Consorcio Minero Horizonte*.

Bieniawski. (1989). *Introducción a la Minería Subterránea. Vol. IV: Métodos de explotación de interior*. Obtenido de

[https://books.google.com.pe/books?hl=es&lr=&id=pejDUvjwPdMC&oi=fnd&pg=PA1&dq=Bieniawski+\(1989\)&ots=4VmfRyV3Rn&sig=iESMfnl2NWdgbAZp-SiAImFg9c8#v=onepage&q=Bieniawski%20\(1989\)&f=false](https://books.google.com.pe/books?hl=es&lr=&id=pejDUvjwPdMC&oi=fnd&pg=PA1&dq=Bieniawski+(1989)&ots=4VmfRyV3Rn&sig=iESMfnl2NWdgbAZp-SiAImFg9c8#v=onepage&q=Bieniawski%20(1989)&f=false)

Buchanan. (1981). *Depósitos Epitermales*. Obtenido de

https://www.jovageology.com/p/resumen-depositos-epitermales-apuntes.html#google_vignette

Calla Arias, L. D. (24 de marzo de 2013). *Planeamiento y diseño del sistema de extracción del proyecto de profundización de la U.O San Braulio uno*. Recuperado el 18 de diciembre de 2018, de

http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/123456789/4500/ARIAS_LINO_SIS_TEMA_EXTRACCION.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Carlos Lopez , J. (2017). *Manual de perforación explosivos y voladuras*.

Castillo M, V. (1998). *Reemplazo Económico de equipos*. Chile.

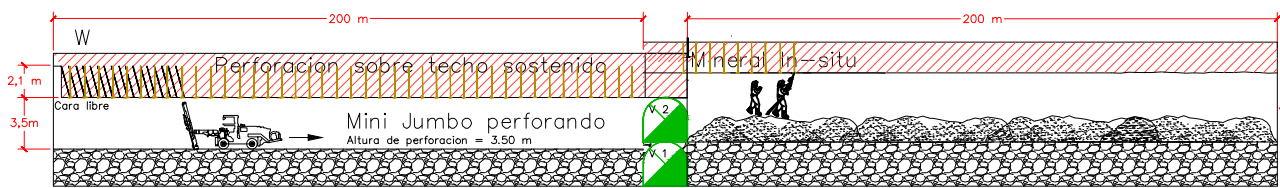
- Cuadros Salcedo, M. A. (2018). “*Estudio técnico- económico de la profundización mediante el pique inclinado 370 niveles 4370 al 4270 veta Juanita – mina Casapalca*”. Recuperado el 18 de diciembre de 2018, de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/7149/MIcusama.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Deere, D. U. (1964). Obtenido de <https://eadic.com/blog/entrada/clasificacion-geomecanica-de-deere-indice-rqd-1967-parte-1a/>
- Donald D. Carr. (1944). *Society for Mining, Metallurgy and Exploration Colorado*.
- EXSA. (2018). *Manual práctico de voladura*. .
- FAMESA. (2023). Obtenido de FAMESA : <https://www.famesaexplosivos.com/>
- Gutiérrez Valero, W. A. (2017). *Profundización mediante rampa 550 Zigzag con sistema convencional para la exploración, explotación e incremento de reservas en Mina Española*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Hernández Sampieri , R. (2019). *Metodología de la Investigación*.
- Hustrulid, W., Kuchta, M., & Martin , R. (1998). *Underground Mine Planning & Design*.
- López, ,. (2017). *Manual de Perforación y voladura de rocas*.
- Lozada Choque , M. A. (2021). “*Optimización de la explotación en la veta Samy mediante el proceso de mecanización de las operaciones – unidad minera Poderosa S.A.*”. Arequipa: Universidad Nacional San Agustín de Arequipa.
- MACDESA. (2023). Obtenido de <https://minera-macdesa.com.pe/home/>

- Novitzky , A. (1980). *Métodos de explotación subterránea y planificación de minas*.
- OSINERGMIN. (2017). *Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería*. Obtenido de <https://www.gob.pe/institucion/osinergmin/institucional>
- Pérez Flores, C. J. (2019). “*Mecanización del método de minado corte y relleno ascendente en el tajo 2590 de la mina Rosa nv.2430, unidad Parcoy – consorcio minero Horizonte S.A.C. para incrementar el volumen de producción.*” . La Libertad: Universidad Nacional de Trujillo.
- RECMIN. (2023). *Recursos Mineros*. Obtenido de <https://recmin.com/WP/>
- RESEMIN. (2023). *Seguridad y Productividad en minería subterránea*. Obtenido de <https://www.resemin.com/>
- Toledo G. , E. (2014). *Ingeniería de la explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas*.
- Trujillo , E. (2017). *Estudio geomecánico, macizo rocoso de la veta Samy, Unidad Minera Santa María*.
- Tulcanaza , E. (2000). *Evaluación de recursos y negocios mineros*.
- Vargas Ontiveros, J. R. (2017). “*Incremento de la producción mediante la mecanización de tajos con equipo Minijumbo en la CIA. Minera Kolpa – U.O. Huachocolpa*”. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

ANEXOS

Inicio del Nuevo Corte

1.-Perforación en Realce con Mini Jumbo

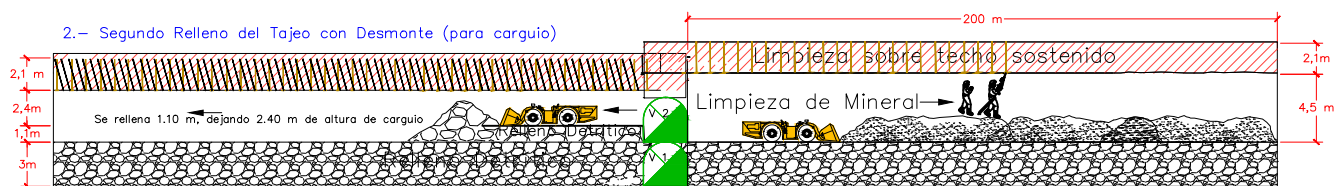


4.-Desatado + Sostenimiento con Split Set 7' (2.1 m)

A.-Perforación

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Personal por turno	c/u	2	1 operador Mini Jumbo, 1 ayudante
N° Taladros por guardia	c/u	200	Con Mini Jumbo. Ancho de Veta= 1.50 m
Longitud de taladro	m	2.2	con brocas de 41 mm
Explosivos por taladro	kg	1.11	Anfo + Emulsion (cebo)
Tiempo neto de perforación	min/tal	2.5	

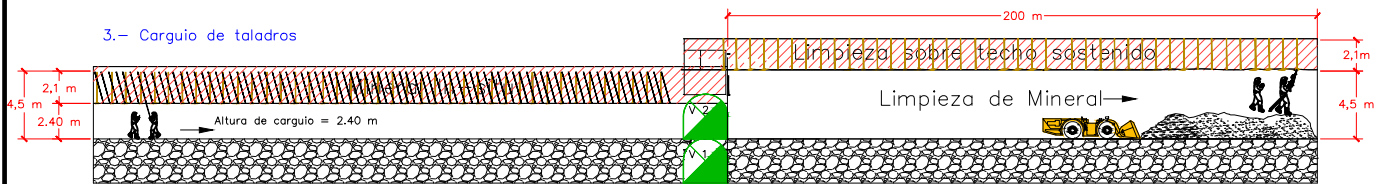
5.-Sostenimiento + Limpieza de Mineral fragmentado (inicio)



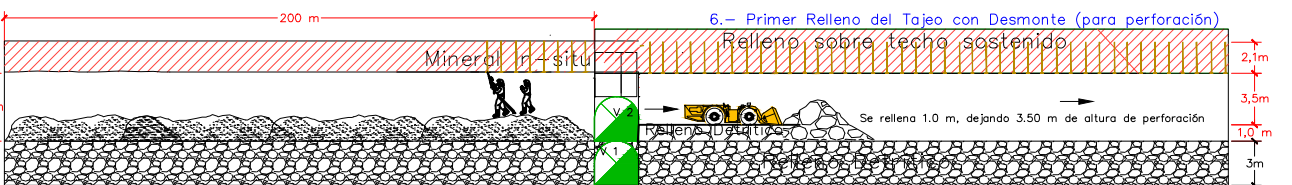
B.-Relleno

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Volumen total (corte 2.20 m)	m3	550	Detritico
Personal	c/u	1.0	1 Scooper
Tiempo	m3/h	10.37	F. Compactacion de 80%.

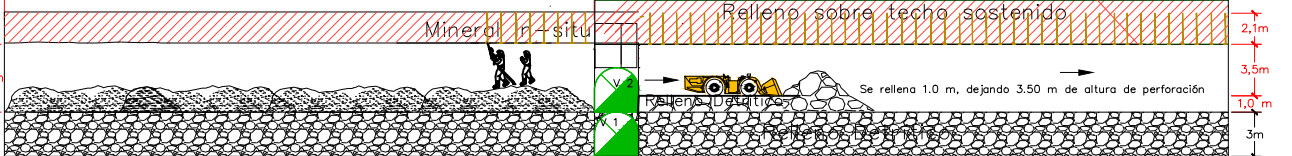
5.-Sostenimiento + Limpieza de Mineral fragmentado (termino)



4.-Desatado + Sostenimiento con Split Set 7' (2.1 m)

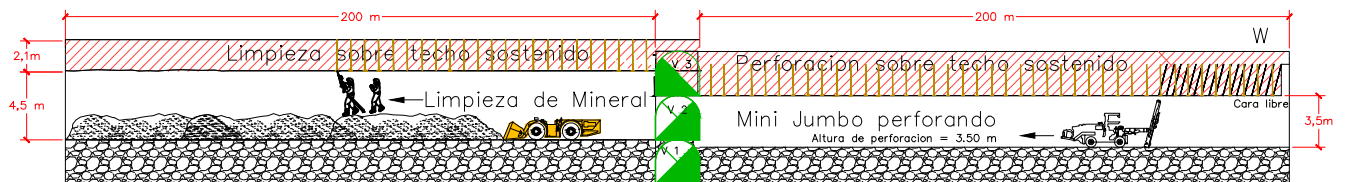


6.- Primer Relleno del Tajeo con Desmote (para perforación)



5.-Sostenimiento + Limpieza de Mineral fragmentado (inicio)

Inicio del Nuevo Corte
1.-Perforación en Realce con Mini Jumbo



C.-Sostenimiento

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Personal por turno	c/u	2	1 maestro perforista, 1 ayudante
Inst. Split set 5'	min	5.5	Con Jack leg
Inst. Split set 7'	min	9.0	Con Jack leg

D.-Acarreo

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Scoop	c/u	1	De 1.50 a 2.50 yd3
Personal	c/u	1	Operador
Mineral roto	TMS	4.1	Tn/taladro
Mineral roto	TMS	2604	Por cada ala (pot: 2 m.)

PREPARADO POR:

REVISADO POR:

REVISADO POR:

APROBADO POR:






SUPERVISOR DEL AREA
Ing. Christian Toribio

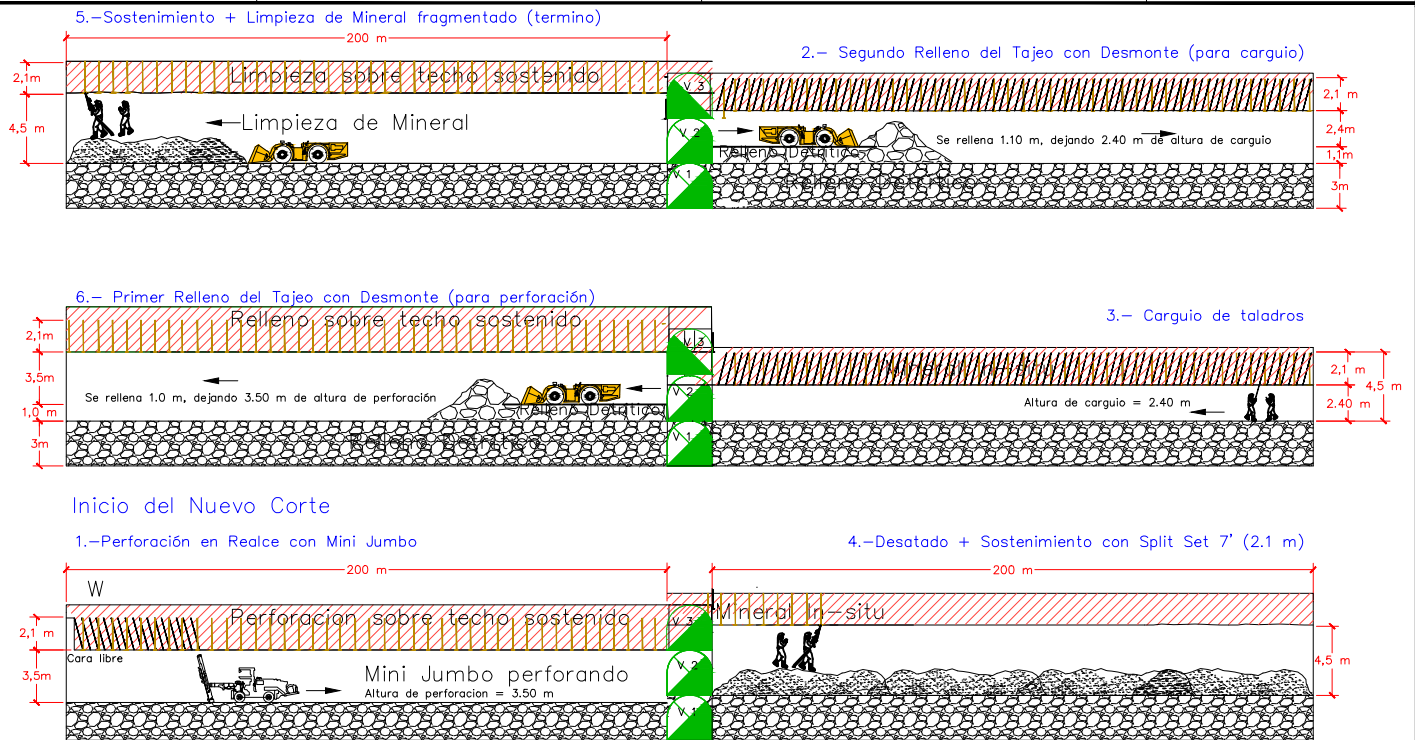
SUPERINTENDENTE DE
PLANEAMIENTO
Ing. Rene Quiñones





GERENTE DE SEGURIDAD Y
SALUD OCUPACIONAL
Ing. Percy Mamani

SUPERINTENDENTE GENERAL
Ing. Paul Tapia

FECHA DE ELABORACIÓN: Enero 2020

FECHA DE APROBACIÓN: Enero 2021

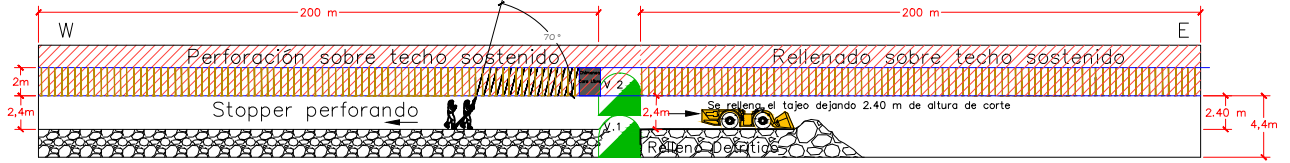


PREPARADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
			
SUPERVISOR DEL AREA Ing. Christian Toribio FECHA DE ELABORACIÓN: Enero 2020	SUPERINTENDENTE DE PLANEAMIENTO Ing. Rene Quiñones	GERENTE DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL Ing. Percy Mamani	SUPERINTENDENTE GENERAL Ing. Paul Tapia FECHA DE APROBACIÓN: Enero 2021

Inicio del Nuevo Corte

1.-Perforación y Voladura en Realce con Stopper

5.- Relleno del Tajo con relleno detritico

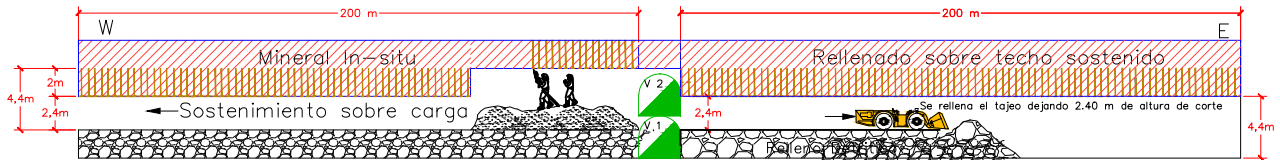


A.-Perforación

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Personal por turno	c/u	2	Maestro y Ayudante.
N° Taladros por guardia	c/u	30	Con Stopper
Longitud de taladro	m	2	Con brocas de 38 mm
Explosivos por taladro	kg	1.11	Anfo + Emulsion
Tiempo neto de perforación	min/tal	4.0	

2.-Desatado+Sostenimiento con Split Set 7' (2 m)

6.-Relleno del tajo con relleno detritico

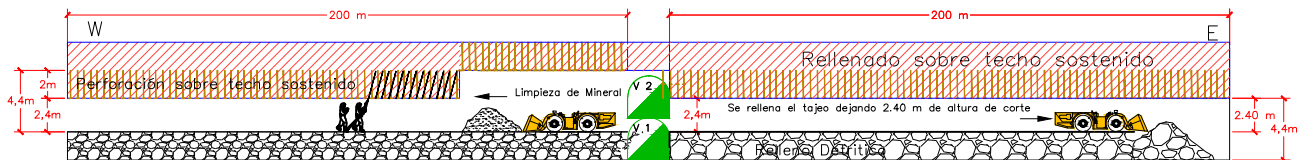


C.-Sostenimiento

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Personal por turno	c/u	2	1 maestro perforista, 1 ayudante
Inst. Split set 5'	min	5.5	Con Jack leg
Inst. Split set 7'	min	9.0	Con Jack leg

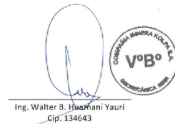
3.-Limpieza de Mineral fragmentado

7.-Relleno del tajo con relleno detritico



B.-Acarreo

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Scoop	c/u	1	De 1.50 a 2.20 yd3
Personal	c/u	2	Operador y parrilero
Mineral roto	TMS	3.0	Ton/taladro
Mineral roto	TMS	1860	Por cada ala (pot: 1.5 m.)

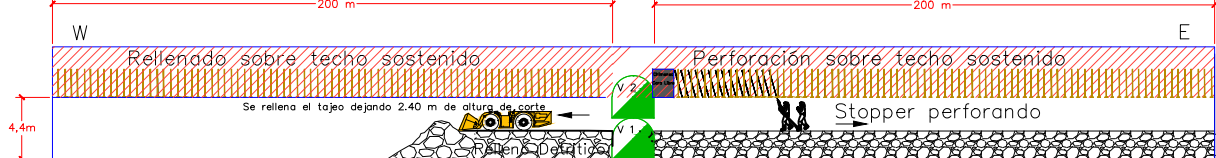


Ing. Walter B. Juanramán Yauri
Cp. 136643

Inicio del Nuevo Corte

4.- Relleno del Tajo con relleno detritico

1.-Perforación y Voladura en Realce con Stopper



PREPARADO POR:

REVISADO POR:

REVISADO POR:

APROBADO POR:






SUPERVISOR DEL AREA
Ing. Christian Toribio

SUPERINTENDENTE DE
PLANEAMIENTO
Ing. Rene Quiñones

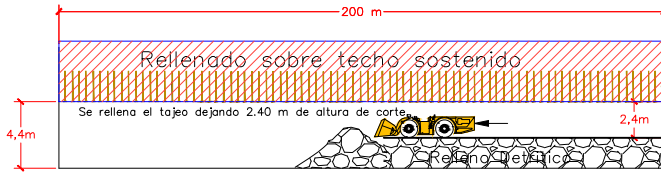
GERENTE DE SEGURIDAD Y
SALUD OCUPACIONAL
Ing. Percy Mamani

SUPERINTENDENTE GENERAL
Ing. Paul Tapia

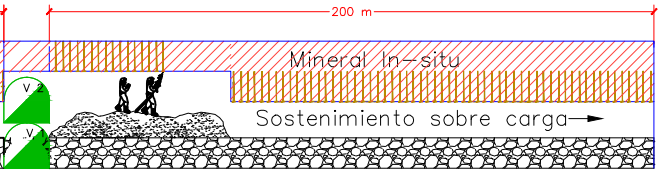
FECHA DE ELABORACIÓN: Enero 2020

FECHA DE APROBACIÓN: Enero 2021

5.- Relleno del Tajo con Desmorte



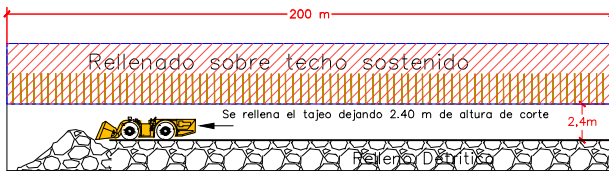
2.-Desatado+Sostenimiento con Split Set 7' (2 m)



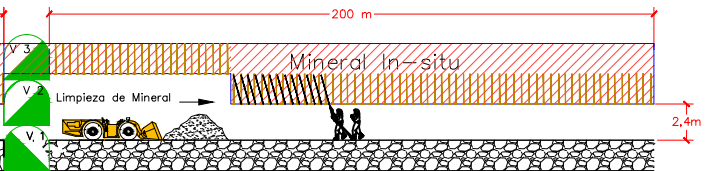
C.-Relleno

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Volumen total corte (2.0 m)	m3	1600	Detritico
Personal	c/u	3	1 Motorista y Ayud. + Scoopero
Tiempo	Hr	160	Rendimiento: 10 m3/Hr

6.- Rebatido de la Ventana

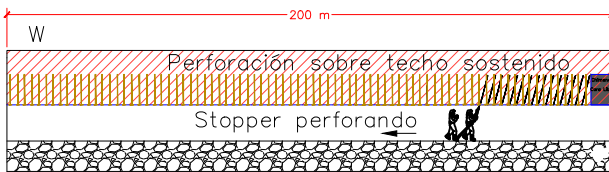


3.-Limpieza de Mineral fragmentado

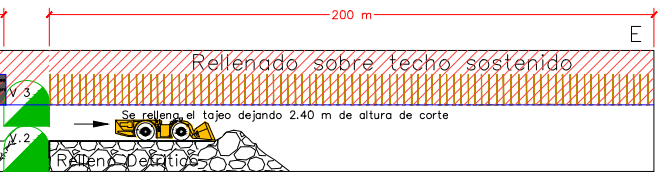


7.- Inicio del Nuevo Corte

1.-Perforación y Voladura en Realce con Stopper



4.- Relleno del Tajo con relleno detritico



PREPARADO POR:



SUPERVISOR DEL AREA
Ing. Christian Toribio

FECHA DE ELABORACIÓN: Enero 2020

REVISADO POR:



SUPERINTENDENTE DE
PLANEAMIENTO
Ing. Rene Quiñones

REVISADO POR:



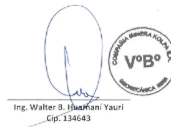
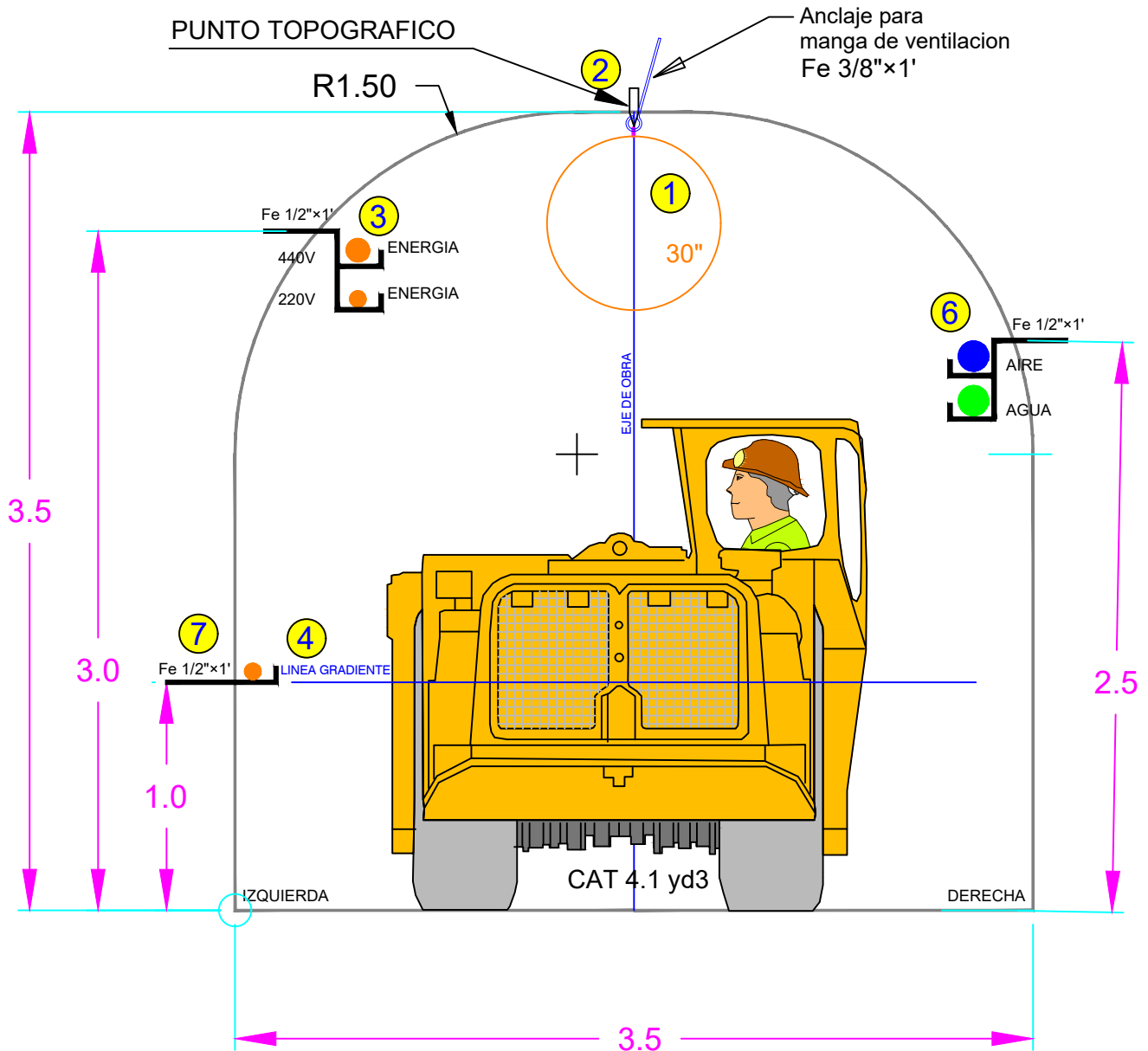
GERENTE DE SEGURIDAD Y
SALUD OCUPACIONAL
Ing. Percy Mamani

APROBADO POR:




SUPERINTENDENTE GENERAL
Ing. Paul Tapia

FECHA DE APROBACIÓN: Enero 2021



ESPECIFICACIONES:

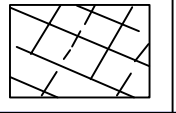
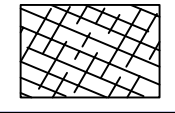
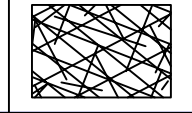

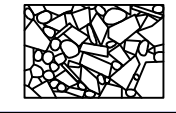
1	MANGA DE VENTILACION	- Los taladros para la manga c/3m×30cm de profundidad. Anclaje Ø3/8".
2	PUNTO TOPOGRAFICO	- Los puntos van cada 20m y en curvas cada 10m.
3	CABLES ELECTRICOS	- Los taladros para los cables c/3m×30cm de profundidad. Anclaje Ø1/2".
4	GRADIENTE	- El control a 1.0m del piso de la labor.
5	CUNETAS	- Sección en roca: 30cm×30cm. Labores con fuerte presencia de agua
6	TUBERIAS DE SERVICIOS (agua/aire)	- Los taladros para los cables c/3m×30cm de profundidad. Anclaje Ø1/2".
7	CABLE PARA JUMBO	- Los taladros para los cables c/3m×30cm; a 1m del piso de la labor.

PREPARADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
			
SUPERVISOR DEL AREA Ing. Christian Toribio FECHA DE ELABORACION: Enero 2020	SUPERINTENDENTE DE PLANEAMIENTO Ing. Rene Quiñones	GERENTE DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL Ing. Percy Mamani	SUPERINTENDENTE GENERAL Ing. Paul Tapia FECHA DE APROBACION: Enero 2021

- SECCION: 3.00m - 4.00m
- A** Perno puntual (control de bloques inestables)
 - B** Perno sistemático (1.50 a 1.80m)
 - C** Perno sistemático (1.50 a 1.80m) Malla ocasional
 - D** Perno sistemático (1.00 a 1.50m) + Malla electrosoldada o Shotcrete 2"
 - E** Perno sistemático (1.00 a 1.50m) + Shotcrete 2"
 - F** Cimbras metálicas o cuadros de madera espaciado de 1.20 a 1.50m

CONDICION SUPERFICIAL

CONDICION ESTRUCTURA

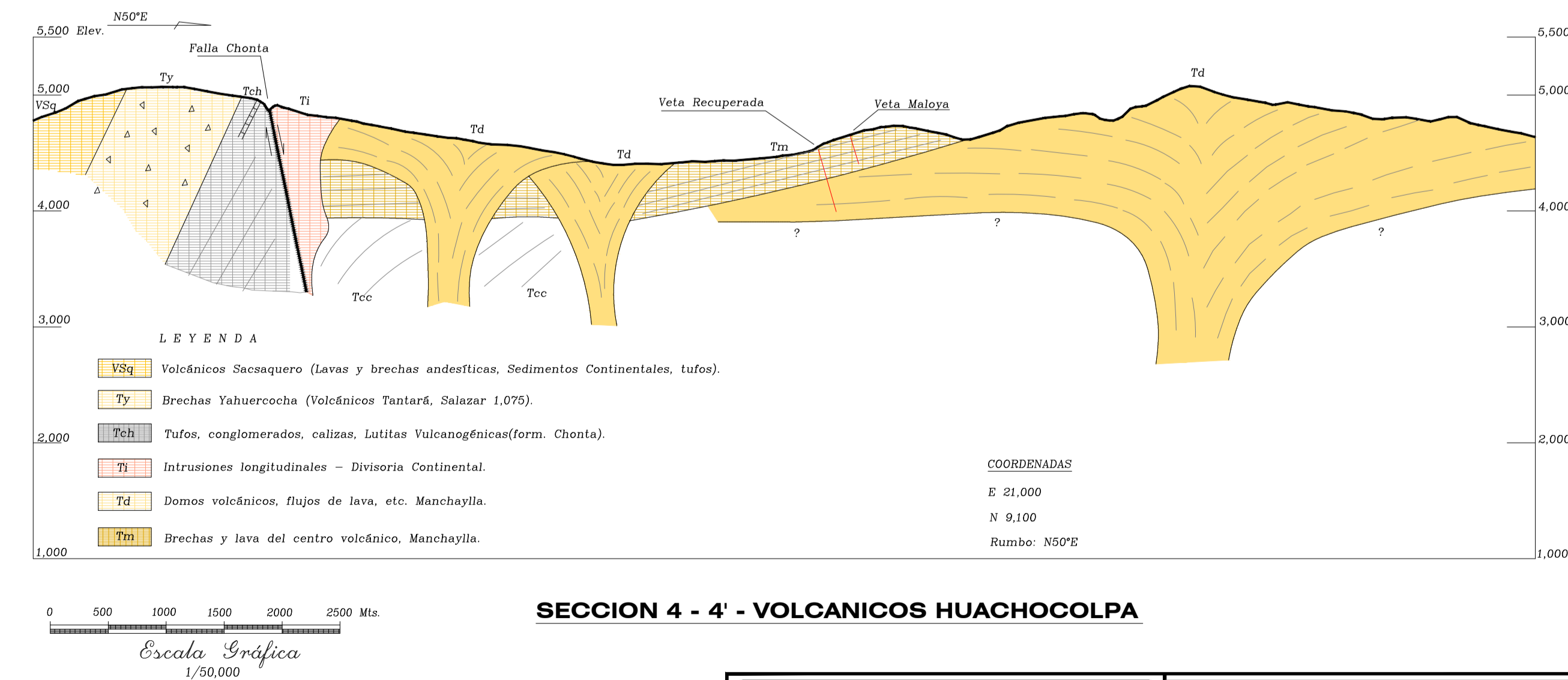
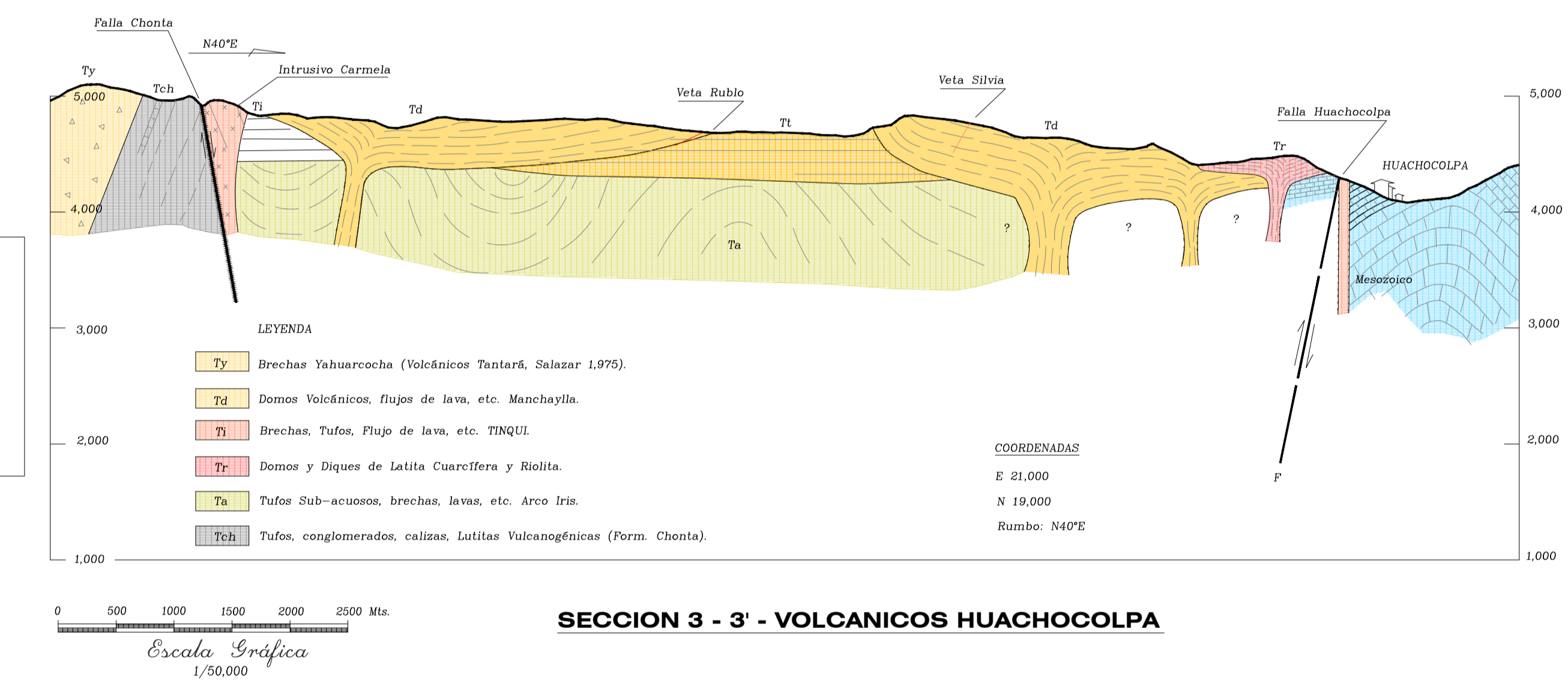
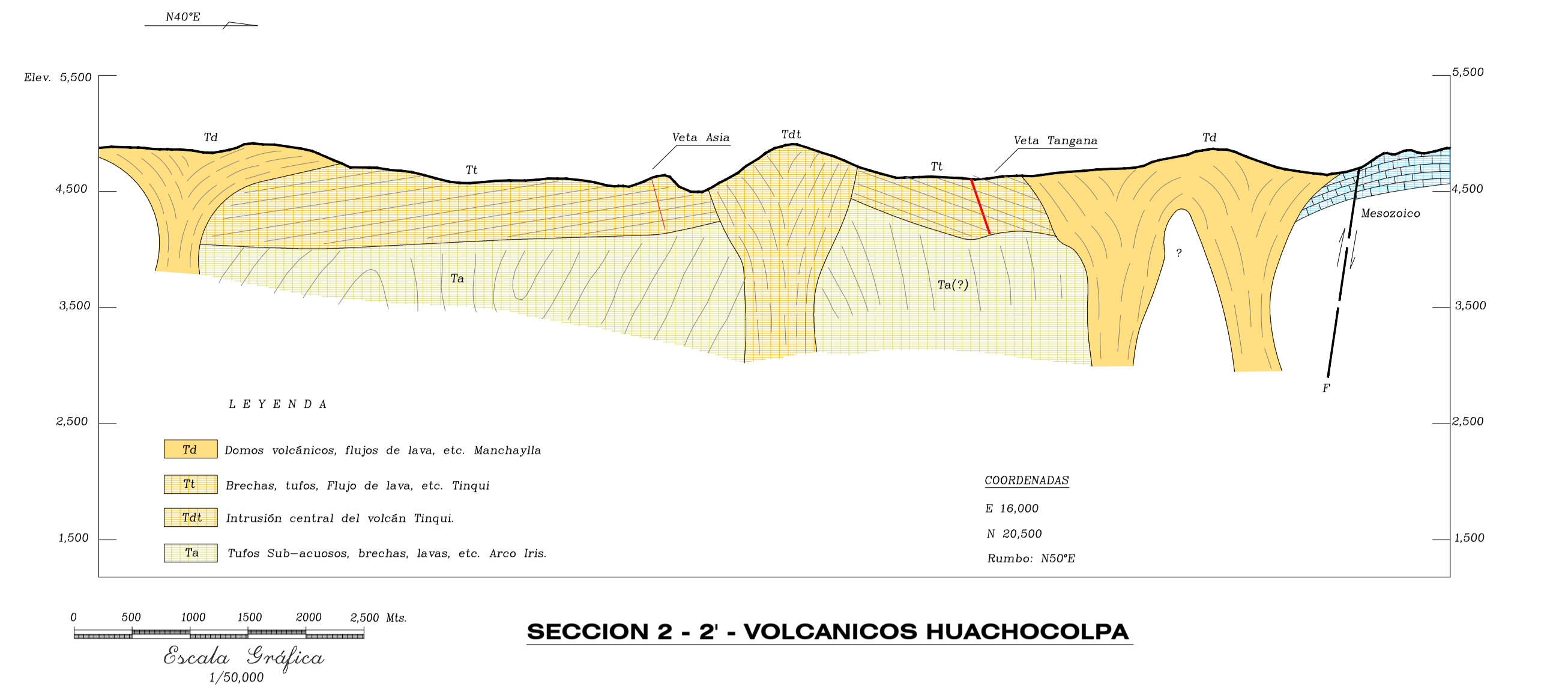
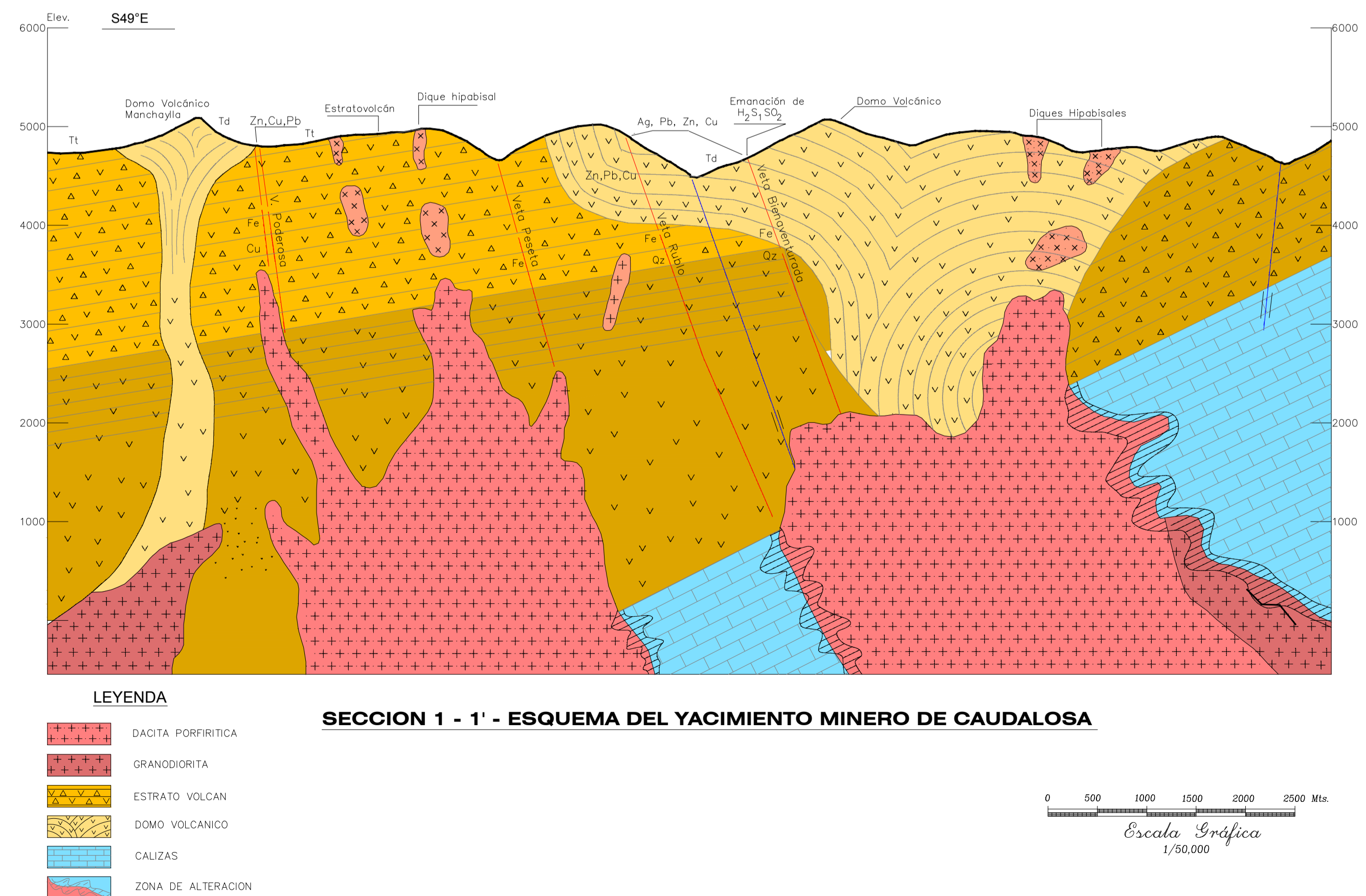
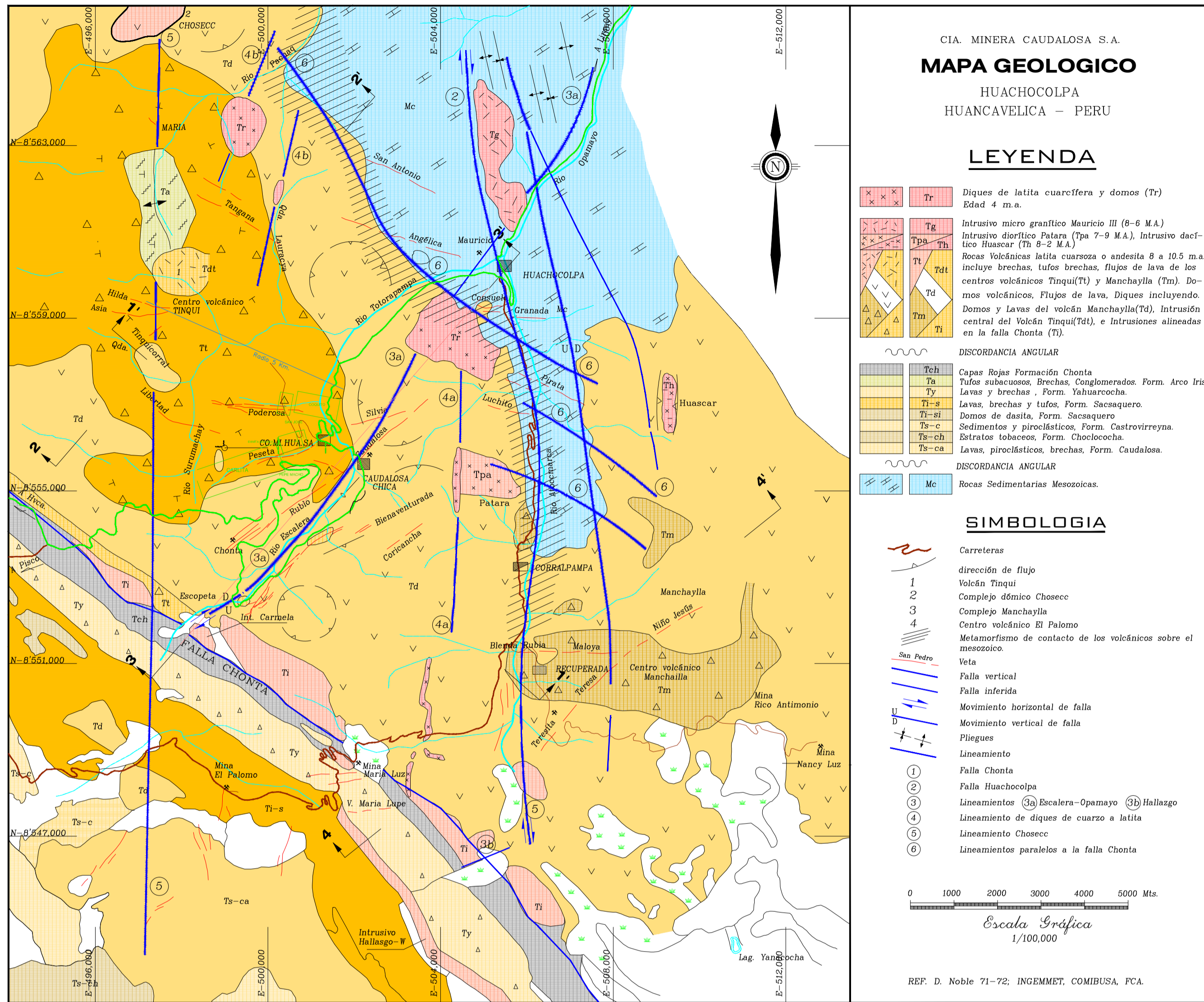
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p>	 <p>FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p>	 <p>MUY FRACTURADA. (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p>	 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p>	 <p>TRITURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>
--	--	---	---	--

<p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS (R > 250 Mpa) (MB) (SE ASTILLA CON GOLPES DE LA PICOTA)</p>	<p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc > 100 A 250 Mpa) (B) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE LA PICOTA)</p>	<p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA. (R) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE LA PICOTA)</p>	<p>POBRE (MODERADAMENTE RESIST, LEVEMENTE ALT.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA) RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA PANIZO (P) (Rc 25 a 50Mpa) SE INDENTA SUPERFICIALMENTE</p>	<p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc < 25 Mpa) (MP) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>
--	--	--	---	---

METODOLOGIA DE APLICACION

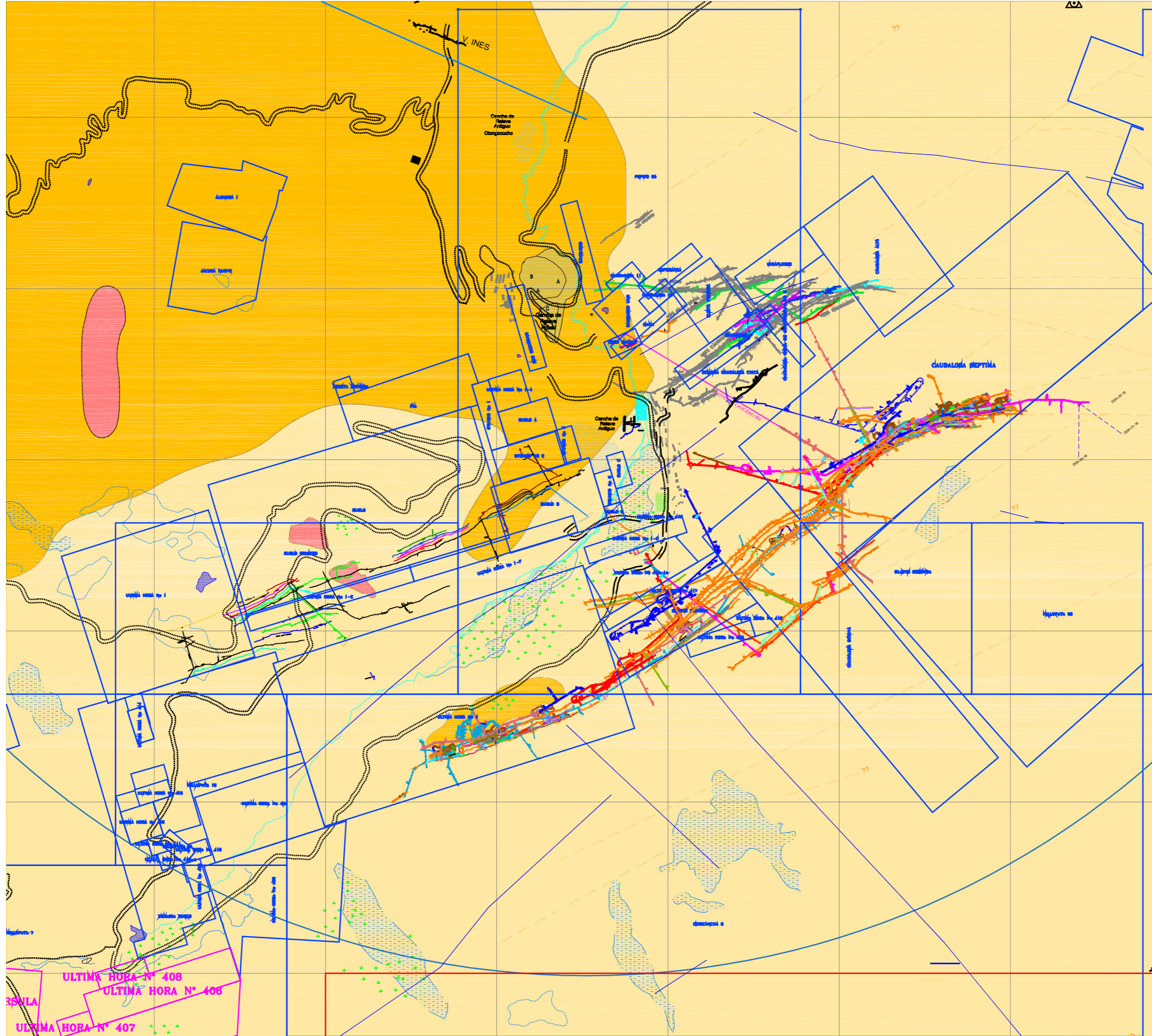
- 1.- Para utilizar esta tabla se determina in-situ lo siguiente:
 - a. Parámetro de **CONDICION ESTRUCTURAL**, según la cantidad de fracturas por metro cuadrado definidas con el flexómetro.
 - b. Parámetro de **CONDICION SUPERFICIAL**, según la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de la picota y/o barretilla con que se rompe o la profundidad de la indentación.
 - c. Para completar la evaluación se debe tomar en cuenta la presencia de las alteraciones en las paredes de las discontinuidades y el tipo de relleno (granular, limoso o arcilloso), rugosidad de las discontinuidades (lisas, ligeramente rugosas, rugosas), presencia de agua en goteo o flujo, presencia o cercanía de fallas, orientación de discontinuidades, pues estos factores influyen en la resistencia del macizo rocoso.
- 2.- Para hallar el "GSI" el área debe encontrarse bien desatado y lavado diferenciando fracturas naturales y de voladura.
- 3.- En las intersecciones de labores y zonas con goteo y/o flujo de agua, el sostenimiento determinado sufrirá una modificación al inmediato inferior del tipo de roca.
- 4.- Cumplir el Art. 213 del DS-023-2017-EM (Modificatoria del DS 024-2016-EM), aplicando "**labor avanzada, labor sostenida**"

Tipo Roca	RMR	Clasificación GSI	Tiempo de Autosoprote
I MUY BUENA I	81 - 100	LFMB - LF/B - F/MB	10 AÑOS
II BUENA II	61 - 80	LF/R - F/B - MF/MB	06 MESES
III - A REGULAR III - A	51 - 60	F/R - MF/B	01 SEMANA
III - B REGULAR III - B	41 - 50	F/P - MF/R - IF/B	01 DIA
IV - A MALA IV - A	31 - 40	MF/P - IF/R	12 HORAS
IV - B MALA IV - B	21 - 30	MF/MP - IF/P - T/R	INMEDIATO
V MUY MALA V	00 - 20	IF/MP - T/MP - T/P	INMEDIATO



CAUDALOSA COMPAÑIA MINERA S.A.		COMPAÑIA MINERA CAUDALOSA S.A.	
		GEOLOGIA REGIONAL HUACHOCOLPA	
DIB/CAD	Téc. Rolando Segama J.	ESCALA	Indicada
GEOLOGIA	D.Noble 71-72, COMIBUSA	FECHA	
REVISADO	Ing. Fernando Colonia A.	FECHA	
APROBADO	Ing. Salvador Rables M.	FECHA	Feb-2015

LAMINA No G-1



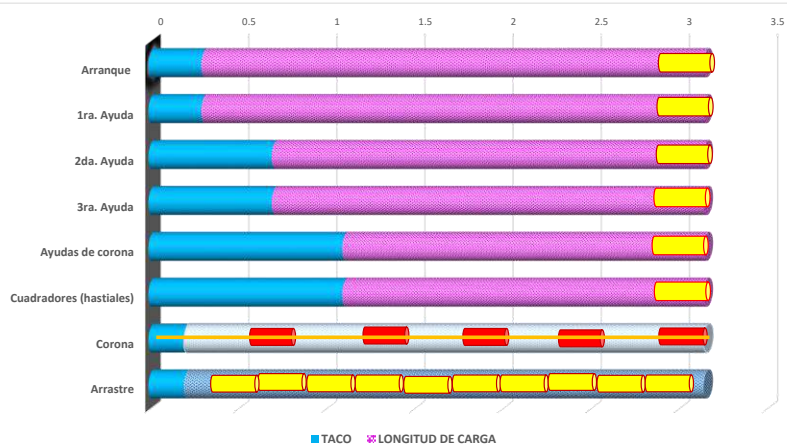
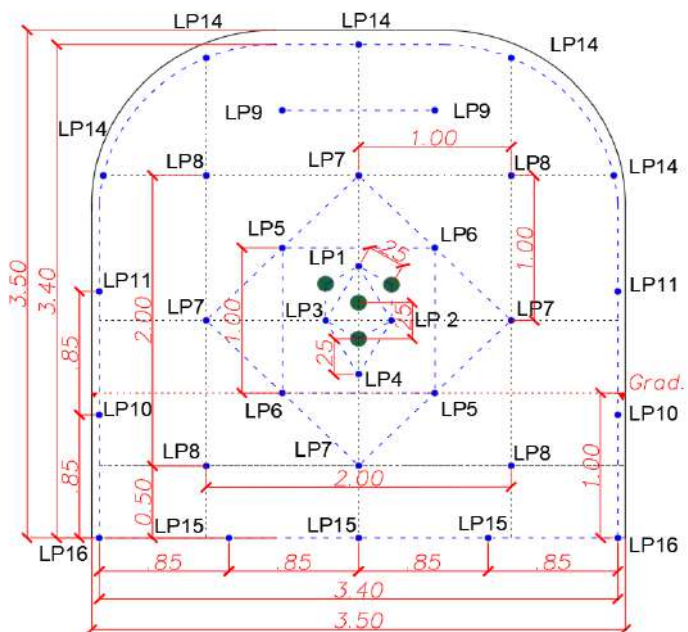
Cia. Minera Kolpa S.A.
 Wilmar Herrera Velásquez
 Jefe de Geomorfología
 CIP 159782

ULTIMA HORA N° 408
 ULTIMA HORA N° 406
 ULTIMA HORA N° 407

LEYENDA <table border="0"> <tr> <td></td> <td>LINEAS DE NIVEL TOPOGRAFICAS</td> <td></td> <td>FALLAS</td> </tr> <tr> <td></td> <td>RED VIAL</td> <td></td> <td>CONCESIONES MINERAS</td> </tr> <tr> <td></td> <td>RIOS</td> <td></td> <td>LAGUNAS</td> </tr> <tr> <td></td> <td>INFRAESTRUCTURA</td> <td></td> <td>UNIDADES GEOLOGICAS</td> </tr> </table>			LINEAS DE NIVEL TOPOGRAFICAS		FALLAS		RED VIAL		CONCESIONES MINERAS		RIOS		LAGUNAS		INFRAESTRUCTURA		UNIDADES GEOLOGICAS	REFERENCIAS ESCALA 1:7500 	COMPANIA MINERA KOLPA S.A. ESCALA 1/7500 UTM WGS_84 FECHA Mayo-'18 GEOLOGIA LOCAL	LAMIN C-1
	LINEAS DE NIVEL TOPOGRAFICAS		FALLAS																	
	RED VIAL		CONCESIONES MINERAS																	
	RIOS		LAGUNAS																	
	INFRAESTRUCTURA		UNIDADES GEOLOGICAS																	

ESTANDAR SECCIÓN 3.5 x 3.5 ROCA DURA

MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA



PARÁMETROS TÉCNICOS:

Sección programada:	3.5	x	3.5
Clasificación geomecánica:	Buena		RMR 61-80
Porcentaje de sobrerotura:	10%		
Sección real:	5.2	x	4.2
Densidad desmonte:	2.8	ton / m ³	
Volumen desmonte:	45.1	m ³	
Tonelaje desmonte:	126.4	ton	
Densidad mineral:	3.2	ton / m ³	
Volumen mineral:	45.1	m ³	
Tonelaje mineral:	144.5	ton	

PERFORACIÓN:

Nº de Taladros perforados:	36		
Longitud de barra 12 pies:	3.7	m	
Diámetro de broca:	45	mm.	
Diámetro de alivio :	102	mm.	

VOLADURA:

EFICIENCIAS:

Avance por disparo:	3.05	m / disparo
Longitud de perforación efectiva:	3.16	m / taladro
Eficiencia en perforación:	88%	
Eficiencia de avance:	95%	
Rendimiento de perforación:	113.8	m. perf / disparo
	37.7	m. perf / m. avan
	0.82	m. perf / ton

FACTORES	DESMONTES	MINERAL	UND
F. de potencia:	0.89	0.76	Kg / t
F. de carga:	2.45	2.45	Kg / m ³
F. de avance:	32.27	32.27	kg / m

Diametro Taladro	1.77	pulg.
Densidad Anfo Confinado	0.80	gr/cm ³
Cantidad de carga por metro	1.27	Kg/m

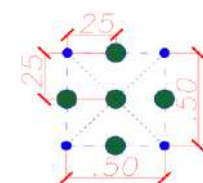
SECUENCIA DE SALIDA	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS				EXPLOSIVOS								D. DE CARGA	
					TACO	LONGITUD DE CARGA	EMULNOR 5000	EMULNOR 3000	SUPERFAM	TOTAL (Kg.)				Kg / Tal
										EMULNOR 5000 1 1/4x12 (Kg)	EMULNOR 3000 11/4x12 (Kg)	FAMECORTE E-20 (Kg)		
1	Arranque	4	4	0.3	2.85	1		3.63	1.09	0.00	14.51	15.60		
2	1ra. Ayuda	4		0.3	2.85	1		3.63	1.09	0.00	14.51	15.60		
3	2da. Ayuda	4		0.7	2.45	1		3.12	1.09	0.00	12.48	13.56		
4	3ra. Ayuda	4		0.7	2.45	1		3.12	1.09	0.00	12.48	13.56		
6	Ayudas de corona	2		1.1	2.05	1		2.61	0.54	0.00	5.22	5.76		
8	Cuadrados (hastiales)	4		1.1	2.05	1		2.61	1.09	0.00	10.44	11.53		
9	Corona	5		0.2	2.95		5		0.00	6.65	0.00	6.65		
10	Arrastre	5		0.2	2.95	10			13.59	0.00	0.00	13.59		
11	Cuneta	0				0			0.00	0.00	0.00	0.00		
TOTAL		32	4			72	25	70	19.57	6.65	70	95.85		

ACCESORIOS DE VOLADURA:

FANEL:	32	Und
Pentacord 3P:	35	m
Carmex:	2	Und
Mecha rápida:	0.2	m

SUGERENCIAS:

- Utilizar los guidores y entubar los taladros requeridos en la perforación.
- Utilizar las plantillas de arranque del frente y el diseño alternativo.
- Realizar voladura controlada de contorno utilizando cañas en corona o Famecor
- Se recomienda el uso de doble cebo en taladros fracturados.
- Se recomienda el uso de tacos de arcilla como retenedor de energia



FANEL 5.2m			
Nº RETARDO	CANTIDAD	Nº RETARDO	CANTIDAD
Nº 1 LP	1	Nº 11 LP	2
Nº 2 LP	1	Nº 12 LP	
Nº 3 LP	1	Nº 13 LP	
Nº 4 LP	1	Nº 14 LP	5
Nº 5 LP	2	Nº 15 LP	3
Nº 6 LP	2	Nº 16 LP	2
Nº 7 LP	4		
Nº 8 LP	4		
Nº 9 LP	2		
Nº 10 LP	2		

<p>Kolpa COMPAÑIA MINERA</p>	ELABORADO POR	REVISADO POR	REVISADO POR	APROBADO POR	OPERADORES CONCENTRADOS PERUANOS	
					DESCRIPCION	
	Ing. Lenin Arias a. DEPARTAMENTO DE P&V	Jefe de productividad KOLPA	Jefe de P&V KOLPA	Superintendente de Mina KOLPA	MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA SECCION 3.5 X 3.5	
				DATUM	NUMERO DE	VERSION
						1

