

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567, PARA LA EXPLOTACION
DE LAS VETAS NORITA Y MARY EN LA MINA CARAHUACRA DE LA
COMPAÑÍA MINERA VOLCAN -JUNIN**

PRESENTADO POR:

BACH. EDISON QUISPE ALARCON

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

ASESOR:

ING. MAXIMO VICTOR MAYTA LINO

CUSCO-PERU

2024



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe asesor del trabajo de investigación titulado: **“DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567, PARA LA EXPLOTACION DE LAS VETAS NORITA Y MARY EN LA MINA CARAHUACRA DE LA COMPAÑIA MINERA VOLCAN -JUNIN”**

Presentado por **EDISON QUISPE ALARCON**, con DNI 73630534 y código universitario Nro. **124676** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (Tres) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **10 % (Diez por ciento)**.

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

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

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

Cusco, 25 de julio de 2024.


FIRMA

POST FIRMA: Ing. Máximo Víctor Mayta Lino
DNI Nro.: 23956885

ORCID ID: 0000-0002-9935-5754

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:369994163?locale=es-MX>

NOMBRE DEL TRABAJO

**DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMP
A 567, PARA LA EXPLOTACION DE LAS
VETAS NORITA Y MARY EN LA MINA CA
R**

AUTOR

EDISON QUISPE ALARCON

RECUENTO DE PALABRAS

32369 Words

RECUENTO DE CARACTERES

170410 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

203 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

4.1MB

FECHA DE ENTREGA

Jul 25, 2024 12:41 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jul 25, 2024 12:43 PM GMT-5

● 10% de similitud general

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

- 10% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Base de datos de trabajos entregados
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)
- Material bibliográfico
- Material citado
- Fuentes excluidas manualmente

DEDICATORIA

A la persona más importante que me ha acompañado en mi vida y a quien le debo todo lo que hoy en día soy. A Eulalia, mi madre, quien me enseñó a nunca rendirme, quien me apoyó tanto en los buenos como en los malos momentos y quien guio mis pasos desde pequeño.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, quiero agradecer a Dios, por haberme bendecido con tantos logros y éxitos, a mis padres, Ricardo Quispe Quispe y Eulalia Alarcon Huayllani. Así como a mis hermanos, Anderson, Lizeth y Luis Alberto, quienes me han inculcado el deseo de desarrollarme y siempre han estado a mi lado., a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, a los docentes de la universidad pues en sus aulas me formé, tanto en lo académico como también en lo personal.

INDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
INDICE DE CUADROS.....	x
INDICE DE FIGURAS.....	xiii
INTRODUCCION	xvi
RESUMEN	xvii
ABSTRAC	xviii
CAPITULO I: PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION	1
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA	2
1.2.1. PROBLEMA GENERAL.....	2
1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS.....	2
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION	2
1.3.1. OBJETIVO GENERAL.....	2
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	3
1.4. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION	3
1.4.1. JUSTIFICACION	3
1.4.2. IMPORTANCIA.....	3
1.5. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION.....	4
1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL.....	4

1.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS	4
1.6. VARIABLES E INDICADORES	5
1.6.1. VARIABLES INDEPENDIENTES	5
1.6.2. VARIABLES DEPENDIENTES	5
1.7. METODOLOGIA DE INVESTIGACION	7
1.7.1. TIPO DE INVESTIGACION	7
1.7.2. NIVEL DE INVESTIGACION	7
1.7.3. POBLACION Y MUESTRA DE LA INVESTIGACION.....	7
1.7.3.1. POBLACIÓN.....	7
1.7.3.2. MUESTRA	7
1.7.4. TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS.....	8
1.7.4.1. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	8
1.7.4.2. INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE INFORMACION.....	8
1.7.4.3. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	9
CAPITULO II: MARCO TEORICO.....	10
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.....	10
2.1.1. A NIVEL INTERNACIONAL.....	10
2.1.2. A NIVEL NACIONAL.....	12
2.2. BASES TEORICAS	13
2.2.1. MINERIA SUBTERRANEA	13
2.2.1.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA.....	13
2.2.2. TIPOS Y DISEÑO DE LABORES MINERAS	18
2.2.2.1. GALERÍA Y SUBNIVEL	18

2.2.2.2. CHIMENEAS SLOT:	18
2.2.2.3. BYPASS	18
2.2.2.4. ACCESOS	19
2.2.3. ALTERNATIVAS DE PROFUNDIZACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN	19
2.2.3.1. RAMPA	19
2.2.3.2. TIPOS DE RAMPAS.....	20
2.2.4. MODELO MATEMATICO DE HOLMBERG.	25
2.2.5. SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS	27
2.2.5.1. SOSTENIMIENTO ACTIVO.	28
2.2.5.2. SOSTENIMIENTO PASIVO.	31
2.2.5.3. TIPOS DE SOSTENIMIENTO.	32
2.2.5.4. CONTROL DE CALIDAD DESPUÉS DE LA INSTALACIÓN.	36
2.2.6. VENTILACION DE MINAS.	40
2.2.6.1. CLASIFICACION DE VENTILADORES.	41
2.2.6.2. TIPOS DE VENTILACION.....	43
2.2.6.3. RED DE VENTILACION.....	46
CAPITULO III: ASPECTOS GENERALES DEL AMBITO DE ESTUDIO	50
3.1. GENERALIDADES.....	50
3.1.2. VIAS DE ACCESO.....	51
3.1.3. CLIMA	51
3.1.4. BREVE HISTORIA DE LA MINA CARAHUACRA	51
3.2. GEOLOGIA	52
3.2.1. GEOLOGIA REGIONAL	52

3.2.2. GEOLOGIA LOCAL	54
3.2.3. GEOLOGIA ECONOMICA	55
3.2.3.1. MINERALOGIA	56
3.2.3.2. RESERVAS DE MINERALES PROBADAS Y PROBALES	56
3.2.3.3. CAPACIDAD DE PRODUCCION DE LA MINA CARAHUACRA	57
3.3. GEOMECANICA	59
3.3.1. CARACTERISTICAS GEOMECANICAS DE LA RAMPA	59
3.3.2. PARÁMETROS GEOTÉCNICOS.....	62
3.3.3. DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES .	65
3.3.4. ABERTURAS MÁXIMAS DE LAS EXCAVACIONES	66
3.5. PLANTA CONCENTRADORA.....	70
3.5.1. DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA.....	70
3.5.1.1. Planta Victoria	72
3.5.1.2. Planta Andaychagua	72

CAPITULO IV: DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567 EN LA MINA

CARAHUACRA	73
4.1. PLANEAMIENTO DE DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567.	73
4.2. FACTORES QUE DETERMINAN LA ELECCION DE LA RAMPA	74
4.2.1. FACTORES GEOLÓGICOS	74
4.2.2. FACTORES DE DISEÑO Y ESTRUCTURA DE LA MINA	74
4.2.3. FACTORES OPERATIVAS	75
4.2.4. FACTORES ECONÓMICOS.....	75
4.2.5. FACTORES TECNOLOGICOS Y EQUIPAMIENTO DISPONIBLE.....	75

4.2.6. FACTORES HUMANOS.....	76
4.2.7. FACTORES AMBIENTALES Y REGULATORIOS	76
4.3. PARAMETROS DE DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567.....	76
4.3.1. TIPO DE RAMPA.....	76
4.3.2. DIMENSION DE LA RAMPA 567.....	79
4.3.3. PENDIENTE DE LA RAMPA 567.....	80
4.3.4. RADIO DE CURVATURA DE LA RAMPA 567.....	81
4.3.5. PERALTE Y DECLIVE DE LA RAMPA 567.....	82
4.4. DISEÑO E INGENIERIA PARA LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567.....	83
4.4.1. SELECCIÓN DEL METODO DE DISEÑO PARA EJECUCION DE LA RAMPA 567.....	83
4.4.1.1. CICLO DE EXCAVACION DE RAMPA.....	84
4.4.2. DISPONIBILIDAD DE EQUIPOS.....	95
4.4.2.1. EQUIPO.....	95
4.4.2.2 ACCESORIOS.....	96
4.4.3. DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION.....	98
4.4.3.1. CÁLCULO DE DIÁMETRO VACÍO EQUIVALENTE POR EL MÉTODO R. HOLMBERG.....	99
4.4.3.2. CÁLCULO DE AVANCE DE LABOR.....	99
4.4.3.3. CÁLCULOS PARA EL ARRANQUE	100
4.4.3.4. CÁLCULOS PARA LA PRIMERA AYUDA	105
4.4.3.5. CÁLCULOS PARA LA SEGUNDA AYUDA.....	108
4.4.3.6. CÁLCULOS PARA LA TERCERA AYUDA.....	111

4.4.3.7. CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE ARRASTRE.....	114
4.4.3.8. CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE CORONA.....	117
4.4.3.9. CÁLCULOS PARA LOS TALADROS EN LOS HASTIALES.	121
4.4.3.10. VELOCIDAD DE PERFORACIÓN (VP).	126
4.4.3.11. EFICIENCIA DE LONGITUD PROMEDIO DE PERFORACIÓN.	127
4.4.3.12. TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN POR FRENTE.	127
4.4.3.13. EXPLOSIVO Y ACCESORIOS	129
4.4.3.14. CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR DISPARO.....	135
4.4.3.15. Cuadro Resumen.....	146
4.4.3.16. TONELADAS ROTAS POR DISPARO.	147
4.4.3.17. FACTOR POTENCIA.....	148
4.5. DESCRIPCION DE LABORES COMPLEMENTARIOS EN LA RAMPA 567	148
4.5.1. REFUGIOS.....	148
4.5.2. DRENAJE Y CAMARAS DE BOMBEO	149
4.5.3. CHIMENEA 617	149
4.5.4. CAMARAS DE CARGUIO Y ACUMULACION.	150
4.6. CARACTERISTICAS DE LAS VETAS NORITA Y MARY	151
4.6.1. LEY DE CORTE.....	151
4.6.2. VÍAS DE ACCESO A LAS VETAS MARY Y NORITA.....	154
4.6.3. CARACTERÍSTICAS DE LA VETA.....	154
CAPITULO V: ANALISIS DE RESULTADOS.....	157
5.1. ANALISIS DE PREFACTIBILIDAD DE LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA	
567.....	157

5.1.1. COSTOS DE PERFORACION DE LA RAMPA 567	162
5.1.2. COSTO DE VOLADURA.	164
5.1.3. COSTO DE LIMPIEZA DE RAMPA.	165
5.1.4. COSTO DE SOSTENIMIENTO EN LA RAMPA.	167
5.1.4.1. COSTO DE SOSTENIMIENTO CON PERNOS HELICOIDALES.	167
5.1.4.2. COSTO DE LANZADO DE SHOTCRETE.	169
5.1.5. COSTO DE DRENAJE	171
5.1.6. COSTO DE VENTILACIÓN.....	173
5.1.7. COSTO DE ENERGÍA.	174
5.1.7.1. COSTO DE GRUPOS ELECTRÓGENOS.....	174
5.1.7.2. COSTO DE COMBUSTIBLE.....	174
5.1.8. COSTO DE AIRE COMPRIMIDO.....	175
5.1.9. GASTOS GENERALES.....	175
5.1.10. RESUMEN DE COSTO TOTAL.....	177
5.2. ANALIS ECONOMICO DE LAS VETAS NORITA Y MARY.....	178
5.3. BENEFICIOS DE LA EJECUCION DE LA RAMPA 567.....	180
5.4. ANALISIS DE LA NUEVA VIDA PROBABLE DE LA MINA EN FUNCION A LAS VETAS MARY Y NORITA.	180
CONCLUSIONES	182
RECOMENDACIONES	183
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	184
ANEXOS	187

INDICE DE CUADROS

CUADRO N° 1. VARIABLES E INDICADORES.....	6
CUADRO N° 2. DISEÑO DE MESCLA DE SHOTCRETE	36
CUADRO N° 3. COORDENADAS UTM WGS-84: (ZONA 18 L)	50
CUADRO N° 4. RUTA DE ACCESO.....	51
CUADRO N° 5. LEY CUT-OFF DE LOS MINERALES	57
CUADRO N° 6. RESERVA PROVADA Y PROBABLE DE MINERAL DE CARAHUACRA	57
CUADRO N° 7. DATO HISTÓRICO DE PRODUCCIÓN DE MINA CARAHUACRA DEL 2010 AL 2023	58
CUADRO N° 8. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA VETA MARY	60
CUADRO N° 9. CUADRO VALORACIÓN Y NOMENCLATURA PARA NÚMERO DE FAMILIAS	62
CUADRO N° 10. CUADRO VALORACIÓN Y NOMENCLATURA PARA EL COEFICIENTE DE RUGOSIDAD ...	63
CUADRO N° 11. CUADRO VALORACIÓN Y NOMENCLATURA PARA EL COEFICIENTE DE ALTERACIÓN ..	63
CUADRO N° 12. CUADRO NOMENCLATURA PARA DISCONTINUIDADES	64
CUADRO N° 13. ABERTURA MÁXIMAS DE LAS LABORES PERMANENTES.....	67
CUADRO N° 14. SOSTENIMIENTO RECOMENDADO PARA EXCAVACIONES DE AVANCES TEMPORALES .	68
CUADRO N° 15. ABERTURAS MÁXIMAS Y TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO PARA TAJEOS DE CARAHUACRA.....	69
CUADRO N° 16. TONELAJE TRATADO EN YAULI POR PLANTA CONCENTRADORA	72
CUADRO N° 17. CUADRO DE CAUDAL DE AIRES SEGÚN COTA.	87
CUADRO N° 18. CAUDAL REQUERIDO PARA PERSONAS.	88
CUADRO N° 19. HP EFECTIVOS DE EQUIPOS DIESEL.	88
CUADRO N° 20. CAUDAL PARA DILUCIÓN DE EXPLOSIVOS.....	89
CUADRO N° 21. CAUDAL REQUERIDO PARA LA RAMPA.....	90
CUADRO N° 22. SOSTENIMIENTO RECOMENDADO PARA EXCAVACIONES DE AVANCE	94

CUADRO N° 23. RESUMEN DE TALADROS POR DISPARO.....	126
CUADRO N° 24. ESTIMACIÓN DE VELOCIDAD DE PERFORACIÓN	127
CUADRO N° 25. EFICIENCIA DE LONGITUD PROMEDIO DE PERFORACIÓN	127
CUADRO N° 26. ESTIMACIÓN DE TIEMPO DE PERFORACIÓN DE FRENTE.	128
CUADRO N° 27. CARGA POR DISPARO	145
CUADRO N° 28. CÁLCULO DE FACTOR POTENCIA	148
CUADRO N° 29. LEY DE CORTE DE LOS MINERALES EN LAS VETAS NORITA Y MARY.....	151
CUADRO N° 30. LEY DE CORTE ESTIMADA EN LAS VETAS NORITA Y MARY	153
CUADRO N° 31. METRAJE TOTAL DE LABORES A EJECUTAR	161
CUADRO N° 32. P.U DE PERFORACIÓN DE RAMPA 4.5x4.5.....	163
CUADRO N° 33. COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN DE LA RAMPA 567	164
CUADRO N° 34. CÁLCULO DE COSTO DE EXPLOSIVOS.	164
CUADRO N° 35. COSTO DE VOLADURA POR METRO.....	165
CUADRO N° 36. COSTO UNITARIO LIMPIEZA	166
CUADRO N° 37. COSTO TOTAL DE LIMPIEZA.	166
CUADRO N° 38. COSTO UNITARIO DE INSTALACIÓN DE PERNOS HELICOIDALES DE 8 PIES.....	168
CUADRO N° 39. COSTO TOTAL DE INSTALACIÓN DE PERNOS HELICOIDALES	168
CUADRO N° 40. COSTO UNITARIO DE LANZADO DE SHOTCRETE 2"	170
CUADRO N° 41. RENDIMIENTO DE LANZADO DE SHOTCRETE.	171
CUADRO N° 42. COSTO TOTAL DE LANZADO DE SHOTCRETE EN RAMPA 567.....	171
CUADRO N° 43. ESCENARIOS DE SISTEMAS DE BOMBEO.....	171
CUADRO N° 44. COSTO DE BOMBAS	172
CUADRO N° 45. BOMBAS NECESARIAS	172
CUADRO N° 46. COSTO DE BOMBEO POR METRO	173
CUADRO N° 47. COSTO DE ALQUILER DE VENTILADORES.....	173

CUADRO N° 48. COSTO DE VENTILACIÓN POR METRO.....	173
CUADRO N° 49. COSTO DE GRUPO ELECTRÓGENO.	174
CUADRO N° 50. CONSUMO DE COMBUSTIBLE (GRUPO ELECTRÓGENO).	175
CUADRO N° 51. COSTO DE COMPRESOR.....	175
CUADRO N° 52. GASTOS GENERALES	176
CUADRO N° 53. COSTO DE GASTOS GENERALES POR METRO	177
CUADRO N° 54. COSTO TOTAL DE EJECUCIÓN DE LA RAMPA.....	177
CUADRO N° 55. RESERVAS PROBADA Y PROBABLE DE LAS VETAS NORITA Y MARY	178
CUADRO N° 56. VALORIZACIÓN DE LAS VETAS MARY Y NORITA	178
CUADRO N° 57. VALOR DE LA VETA DIANA	179

INDICE DE FIGURAS

FIGURA N°1. SECUENCIA DE MINADO SLS	15
FIGURA N°2. MÉTODO DE MINADO SLS VISTA ISOMÉTRICA.....	16
FIGURA N°3. SECUENCIA DE MINADO OCF	17
FIGURA N°4. ACCESO DE LA RAMPA.....	19
FIGURA N°5. RAMPA EN FORMA ESPIRAL.....	21
FIGURA N°6. RAMPA EN FORMA DE ZIG ZAG.....	22
FIGURA N°7. RAMPA EN FORMA BASCULANTE.....	23
FIGURA N°8. CONSTRUCCIÓN DE PIQUE	25
FIGURA N°9. SECCIONES PARA CÁLCULO DEL MÉTODO DE HOLMBERG	27
FIGURA N°10. PERNO SPLIT SET	29
FIGURA N°11. PERNO SWELLEX.....	30
FIGURA N°12. PERNO HELICOIDAL	31
FIGURA N°13. PRUEBA DE SLUMP.....	39
FIGURA N°14. FOTO DE PRUEBAS DE ARRANQUE DE PERNOS HELICOIDALES.....	40
FIGURA N°15. VENTILADOR CENTRIFUGO.....	41
FIGURA N°16. VENTILADOR AXIAL	42
FIGURA N°17. ESQUEMA DE VENTILACIÓN NATURAL	43
FIGURA N°18. SISTEMA DE VENTILACIÓN IMPELENTE.....	45
FIGURA N°19. SISTEMA DE VENTILACIÓN ASPIRANTE.....	46
FIGURA N°20. CIRCUITO EN PARALELO.....	47
FIGURA N°21. CIRCUITO EN SERIE	48
FIGURA N°22. PLANO GEOLÓGICO REGIONAL	53

FIGURA N°23. SISTEMA DE CLASIFICACION RMR SEGÚN BIENIAWSKI-1989	61
FIGURA N°24. FLOWSHEET DE LA PLANTA CONCENTRADORA VICTORIA.....	71
FIGURA N°25. RAMPA EN FORMA DE ZIG ZAG.....	78
FIGURA N°26. RAMPA EN FORMA ZIG ZAG.....	78
FIGURA N°27. SECCIÓN EN LABORES.....	79
FIGURA N°28. LONGITUD DE LA RAMPA 567.....	80
FIGURA N°29. RADIO DE CURVATURA	81
FIGURA N°30. SECUENCIA DE VOLADURA DE PRECORTE.....	84
FIGURA N°31. CIRCUITO DE VENTILACION EN LA RAMPA.....	91
FIGURA N°32. MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS.....	93
FIGURA N°33. BOOMER M	96
FIGURA N°34. BROCA CONICA DE BOTONES.....	97
FIGURA N°35. BARRA DE PERFORACIÓN 16 PIES	98
FIGURA N°36. ESPACIAMIENTO DE LA PRIMERA AYUDA	103
FIGURA N°37. CARGA LINEAL POR CARTUCHO SEGÚN EXPLOSIVO.....	104
FIGURA N°38. BURDEN DE LA PRIMERA AYUDA.....	107
FIGURA N°39. BURDEN DE LA SEGUNDA AYUDA.....	110
FIGURA N°40. BURDEN DE LA TERCERA AYUDA.	113
FIGURA N°41. MALLA DE PERFORACIÓN DE LA RAMPA 567	125
FIGURA N°42. EMULNOR 5000,3000,1000,500.....	130
FIGURA N°43. FANELES(RETARDANTES).....	131
FIGURA N°44. ROLLO DE PENTACORD	132
FIGURA N°45. CARMEX (MECHA DE SEGURIDAD).....	133

FIGURA N°46. MECHA RÁPIDA	134
FIGURA N°47. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS EMULNOR 500,1000,3000,5000.....	134
FIGURA N°48. SECCIÓN DE RAMPA 4.5 X 4.5	147
FIGURA N°49. DISEÑO DE CÁMARA DE CARGUÍO Y ACUMULACION.....	151
FIGURA N°50. CARACTERÍSTICAS DE LA VETA NORITA Y MARY	156
FIGURA N°51. ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL FRENTE DE LA RAMPA 567	158
FIGURA N°52. SECCIÓN TRANSVERSAL DE LA RAMPA 567	159
FIGURA N°53. SECCIÓN EN PLANTA DE LA RAMPA 567	160

INTRODUCCION

El presente trabajo de investigación denominado “DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567, PARA LA EXPLOTACION DE LAS VETAS NORITA Y MARY EN LA MINA CARAHUACRA DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN -JUNIN”, es un proyecto para el diseño y construcción de una labor de acceso a las vetas Norita y Mary de la Mina Carahuacra. La tesis está dividida en 5 capítulos. Capítulo I: “PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION” en la cual se describe los problemas de la investigación, se desarrolla Objetivos y la Justificación, así también las hipótesis, variables e indicadores, definimos el tipo y nivel de investigación, población, muestra y recopilación de datos. Capítulo II: “MARCO TEORICO”, este capítulo explica los antecedentes de la investigación, las bases teóricas que se van a utilizar en la presente tesis. Capítulo III: “ASPECTOS GENERALES DEL AMBITO DE ESTUDIO”, en este capítulo se detalla la ubicación, geología, geomecánica y método de minado de la mina Carahuacra,. Capítulo IV “DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567 EN LA MINA CARAHUACRA”, este capítulo desarrolla el planeamiento, diseño e ingeniería; así como cálculos para la malla de perforación, parámetro de diseño, descripción de las labores en la rampa y características de las vetas Mary y Norita. Capítulo V: “ANALISIS DE RESULTADOS”, en este capítulo se desarrolla el análisis de fiabilidad, beneficios de ejecución, análisis económico de construcción de la Rampa 567 y análisis de la nueva vida probable de la mina Carahuacra en función a las vetas Mary y Norita.

RESUMEN

Este estudio de investigación se realizó en la Unidad Minera Carahuacra, perteneciente a Compañía Minera Volcan S.A. A; esta investigación se enfoca en la realización de un estudio técnico y económico de Prefactibilidad para la construcción de la Rampa 567 que permita la extracción mecanizada de los minerales de las vetas Norita y Mary. Al determinar y analizar las leyes de las vetas Norita y Mary, es necesario el diseño y construcción de una rampa. La rampa 567 tendrá una longitud de 562 metros, una sección de 4,5 m x 4,5 m y una pendiente de 12%. Será excavada a sección completa utilizando un equipo de perforación Jumbo Boomer de 2 brazos con 16 pies de varilla, todos los cálculos realizados en cuanto a la determinación de la malla de perforación fueron diseñadas utilizando los métodos matemáticos de Holmberg, para la determinación del sostenimiento adecuado de la rampa 567 se realizó un estudio geomecánico del macizo rocoso de la zona de estudio, en el cual se obtuvo un valor para el índice RMR (Rock Mass Rating) de 55, esto nos indica el tipo de roca "REGULAR", para este valor se determinó como sostenimiento la utilización de pernos helicoidales de 8 pies espaciados cada 1.5 m reforzado con shotcrete proyectado de 2", se hizo el cálculo de la ventilación con base en los requisitos de aire necesarios para la rampa 567 obteniéndose un caudal requerido de 76873 CFM. Se determinó que el proyecto tendrá un tiempo de ejecución de 4 meses, además se determinó la prefactibilidad del proyecto por el análisis beneficio/ costo (B/C) que se realizó entre las vetas Norita, Mary y los costos de ejecución de la Rampa 567 en las cuales se incluyeron todos los gastos del ciclo de minado, así como en energía eléctrica y energía neumática. De esta relación (B/C) se obtuvo un valor de 49.76, el cual es superior a la unidad y nos indica la rentabilidad del proyecto.

Palabras Clave: Prefactibilidad, Rampa, Diseño y Construcción

ABSTRAC

This research study was carried out at the Carahuacra Mining Unit, belonging to Compañía Minera Volcan S.A. TO; This research focuses on carrying out a technical and economic Prefeasibility study for the construction of Ramp 567 that allows the mechanized extraction of minerals from the Norita and Mary veins. When determining and analyzing the grades of the Norita and Mary veins, the design and construction of a ramp is necessary. Ramp 567 will have a length of 562 meters, a section of 4.5 m x 4.5 m and a slope of 12%. It will be excavated in full section using a 2-arm Jumbo Boomer drilling rig with 16 feet of rod, all calculations carried out regarding the determination of the drilling mesh were designed using Holmberg's mathematical methods, to determine the adequate support of ramp 567, a geomechanical study of the rock mass of the study area was carried out, in which a value for the RMR (Rock Mass Rating) index of 55 was obtained, this indicates the type of rock "REGULAR", for this value, the use of 8-foot helical bolts spaced every 1.5 m reinforced with 2" shotcrete was determined as support, the ventilation calculation was made based on the air requirements necessary for ramp 567, obtaining a required flow rate of 76,873 CFM. It was determined that the project will have an execution time of 4 months, in addition, the prefeasibility of the project was determined by the benefit/cost analysis (B/C) that was carried out between the Norita and Mary veins and the execution costs of the Ramp 567 in which all the expenses of the mining cycle were included, as well as electrical energy and pneumatic energy. From this ratio (B/C) a value of 49.76 was obtained, which is greater than unity and indicates the profitability of the project.

Keywords: Prefeasibility, Ramp, Design and Construction

CAPITULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACION

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Mina Carahuacra – Unidad Yauli de Compañía Minera Volcán S.A.A. se encuentra en la etapa ampliación de frentes de trabajo, para abastecer de mineral a la planta concentradora, actualmente se explota yacimientos polimetálicos con leyes promedio de Cu al 0.09%, 0.36 % de Pb, 4.1 % de Zn, y 1.95 Oz de Ag. Y estos minerales son tratados en la Planta Victoria y Planta Andaychagua.

La producción proviene íntegramente de dos zonas de Vetas. (Veta Diana y Veta Viejecita). Para su explotación del mineral de estas dos zonas se aplica el método Bench and Fill (taladros largos) y corte relleno ascendente (Breasting). Viendo la necesidad de cubrir en planta la capacidad de producción en donde actualmente la planta trata 3800 TMD y siendo su capacidad real de 4600 TMD, estimando un déficit de 800 TMD, por tal motivo para cumplir el requerimiento de la planta, se ha optado por identificar nuevas reservas de mineral dentro la mina Carahuacra, tal es el caso que se logró identificar las vetas Norita y Mary y que según estudios técnico económicos realizados por el departamento de geología de la mina Carahuacra son económicamente rentables, identificando yacimientos con leyes promedio de 0.2% de Cu, 0.85% de Pb, 5.6% de Zn, 2.50 Oz

de Ag para el aprovechamiento de la mina, es así que en la Mina Carahuacra para la explotación de estas vetas Norita y veta Mary, se ha visto con la necesidad de diseñar y construir la rampa 567 con una gradiente de (-12%), con una longitud aproximada de 562 metros y con una sección de 4.50 por 4.50 metros, partiendo del Bypass NV 1020.

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1. PROBLEMA GENERAL

¿Será técnica y económicamente prefactible el diseño y construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?

1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿Cuáles serán las características geomecánicas de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?
- ¿Cómo será el diseño de la construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?
- ¿Cuáles serán el tiempo y costo de ejecución de la Rampa 567, para la explotación de las Vetos Norita y Mary de la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar la evaluación técnica y económica para establecer la prefactibilidad del diseño y construcción de la Rampa 567, para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar las características geomecánicas de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.
- Determinar el diseño de la construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.
- Determinar el tiempo y costo de ejecución de la Rampa 567, para la explotación de las Vetos Norita y Mary de la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.

1.4. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION

1.4.1. JUSTIFICACION

La Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán S.A. requiere realizar el presente proyecto, teniendo la construcción de la rampa con la finalidad de extracción de los recursos minerales de las vetas Mary y Norita en función de un plan de minado de acuerdo a las leyes, tonelaje y precios de mineral.

Para hacer posible la extracción o explotación de los recursos minerales existentes en el NV 1020 de las vetas Norita y Mary, se plantea explotar dichas vetas mencionadas mediante el desarrollo de una rampa RP 567 que será útil para acceder a estas reservas de mineral, el acceso también servirá como medio de transporte para la extracción de mineral y desmonte.

1.4.2. IMPORTANCIA

En consecuencia, el presente trabajo de investigación es muy importante y prioritario realizar, ya que con la ejecución de este proyecto de la rampa 567 se garantiza la explotación de la mina de forma continua y mejorara los niveles de producción y productividad.

El indicador económico de las vetas como es el análisis de beneficio- costo (B/C) señalan una rentabilidad económica deseado por la mina Carahuacra de la compañía minera volcán S.A.

1.5. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACION

1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL

El Diseño y Construcción de la Rampa 567, posibilita la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.

1.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

Las características geomecánicas determina el diseño de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.

El diseño determina la construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.

El tiempo y costo total de ejecución de la Rampa 567, determina la explotación de las Vetas Norita y Mary de la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.

1.6.VARIABLES E INDICADORES

1.6.1. VARIABLES INDEPENDIENTES

Diseño y dimensiones de la rampa y todas las características geomecánicas del macizo rocoso: la clasificación geomecánica del macizo rocoso se realiza utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa), Q de Barton y GSI

1.6.2. VARIABLES DEPENDIENTES

Vida de la mina (periodo en años), Tiempo de ejecución de la rampa y el Costo de construcción de la rampa.

Cuadro N° 1. Variables e Indicadores

VARIABLES E INDICADORES		
VARIABLE INDEPENDIENTE	INDICADORES	UNIDADES
Diseño y dimensiones de la rampa.	Sección, longitud.	m ² ,m
Características geomecánicas del macizo rocoso.	Calidad del macizo rocoso.	RMR,GSI,Q
VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADORES	UNIDAD
Tiempo de ejecución de la rampa.	Avance.	Meses, Años
Costo de construcción de la rampa.	Costo unitario, Costo total.	\$/m, \$

Fuente: Elaboración propia

1.7. METODOLOGIA DE INVESTIGACION

1.7.1. TIPO DE INVESTIGACION

La presente investigación es del tipo no experimental, aplicada de causa y efecto donde la causa será el diseño y construcción de la rampa 567 y el efecto será la extracción o explotación de las vetas Norita y Mary este estudio tomará conocimientos relacionados con el diseño y construcción de diferentes labores mineras en este caso puntual la de una rampa.

1.7.2. NIVEL DE INVESTIGACION

“Es considerada Descriptiva-Explicativa porque busca describir y explicar el diseño para después su aplicación en la construcción de la rampa 567.” (Hernandez, Fernandez, & Baptista, 2003).

1.7.3. POBLACION Y MUESTRA DE LA INVESTIGACION

1.7.3.1. POBLACIÓN

La población está constituida por todas las minas subterráneas que utilizan rampas para extracción y transporte del mineral de una veta.

1.7.3.2. MUESTRA

La muestra está conformada por el diseño y construcción de la Rampa 567, en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.

1.7.4. TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS

1.7.4.1. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas de recolección de datos se basarán en el análisis documentario, observación y toma de datos en campo.

a) Análisis Documental

Se realizó la revisión de documentos en distintos informes técnicos, notas de campo, lista de cotejos, etc., realizados en campo, así mismo se contó con un plano topográfico para una mejor identificación del área a diseñar y construir.

b) Revisión de Fichas bibliográficas

La base de información recopilada concierne a estudios de diseño y construcción de diferentes labores mineras así mismo se consultó, fuentes bibliográficas (tesis, libros, artículos e informes).

1.7.4.2. INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE INFORMACION

Para el análisis de datos estadísticos, se ha empleado software Excel, así también material bibliográfico y apuntes para la recolección de datos necesarias para el análisis del diseño y costos para la construcción de la rampa 567. Estos datos se tomarán del área de operaciones y planeamiento estratégico.

1.7.4.3. PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

El procesamiento de los datos, será mediante el uso de software como el AutoCAD, para el correcto diseño de la rampa; así mismo se empleará métodos estadísticos para determinación de costos y el periodo de ejecución de la rampa, mediante el uso de programa de hoja de cálculo como el Excel, obteniendo estos datos tendremos la base para la interpretación de la prefactibilidad del proyecto de diseño y construcción de la Rampa 567.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

2.1.1. A NIVEL INTERNACIONAL

a). Patricio Andrés Torres Torres, (2018), “Estudio de Prefactibilidad Técnico Rampa de Exploración y Acceso Minería Subterránea Minera el Dorado, Ovalle”, Universidad San Sebastián Facultad de Ingeniería y Tecnología Escuela de Ingeniería Sede Concepción.

Concluye que el estudio de prefactibilidad del diseño de la rampa para minería subterránea en minera El Dorado, en Ovalle, entrega resultados positivos de realización, siendo totalmente posible realizar el proyecto bajo las consideraciones y requerimientos dados por la empresa, en relación con dimensiones y maquinarias. Aunque, realizar un proyecto de esta envergadura con solo fines

exploratorios no es altamente recomendable, debido a los altos costos del proyecto. Habiendo otras formas de realizar prospección y exploración más baratas, se recomienda comenzar por aquellas, y una vez que se tiene cierto grado de certeza, es más seguro efectuar el proyecto de la rampa, aunque la decisión siempre recae sobre el inversionista, quien dictamina lo que quiere hacer, a pesar de los costos.

b). Sergio Luis Andrés Montané Lobos, (2017), “Metodología Para Diseño Optimo Semiautomático de Rampas en Minería Subterránea”, Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería de Minas

Concluye que el proceso de diseño de accesos a una mina es de suma importancia, pues son labores permanentes que van a definir los trayectos que se deban realizar durante la vida útil de la mina. Esto cobra aún más importancia si es que la extracción del mineral se llevará a cabo por estas vías. De esta forma, se plantea que la metodología propuesta para el desarrollo de estos diseños permite ser una guía de gran utilidad para unificar los criterios y que éstos sean subjetivos. Los parámetros establecidos en el modelo como input para el funcionamiento del modelo resultan ser adecuados y los relevantes para un correcto diseño de rampa buscando una minimización costo tanto de desarrollo como de operación. El modelo propuesto presenta algunas ventajas con respecto a los programas ya existentes que se investigaron, pues incorpora los costos de ventilación como input y considera los cruzados dentro del modelo de optimización, con el fin de que éste abarque el sistema de acceso completo.

2.1.2. A NIVEL NACIONAL

a). Cesar Roger Abarca Bermúdez, (2013), “Diseño de Construcción de la Rampa Guadalupe Para la Explotación de la Veta Inmaculada 4 Cia Minera Ciemsa- Unidad Minera el Cofre”, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa Facultad de Geología, Geofísica y Minas Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.

Concluye que la ejecución de la Rampa Guadalupe se desarrollará en cumplimiento con los objetivos programados de la Cía. Minera CIEMSA, tales como el avance mensual de 60 m por mes, con las condiciones y características del diseño.

Con el cumplimiento del desarrollo de la Rampa Guadalupe se podrá explotar las reservas minables aún no accesibles y contar con una extracción y transporte dinámico, y bajo costo relativo.

b). Saul Alvaro Gomez Mendoza, (2021), “Diseño y Construcción de la Rampa Yumpag para la Optimización de las Operaciones Mineras, Compañía de Minas Buenaventura, región de Pasco”, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalurgia Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

Concluye que el diseño de sostenimiento se realizó basado en un análisis de esfuerzo tensión y un análisis de cuñas de la Rampa Yumpag, del análisis se obtuvo que la zona de plastificación mayor al momento de la instalación de los elementos de sostenimiento es de 1.247 metros en el hastial derecho y un factor de seguridad 0.95 en los hastiales, del análisis de cuñas se obtuvo que existe la presencia de un bloque de roca de 2.0394 ton en la corona con un factor de seguridad de 0, se concluye que el sostenimiento activo “Pernos Helicoidales” tienen que tener una longitud mayor

a 1.247, después de la instalación de los pernos y shotcrete 2” se obtiene un factor de seguridad de 4.72.

2.2. BASES TEORICAS

2.2.1. MINERIA SUBTERRANEA

2.2.1.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA

Los métodos de explotación que se aplican en Mina Carahuacra son:

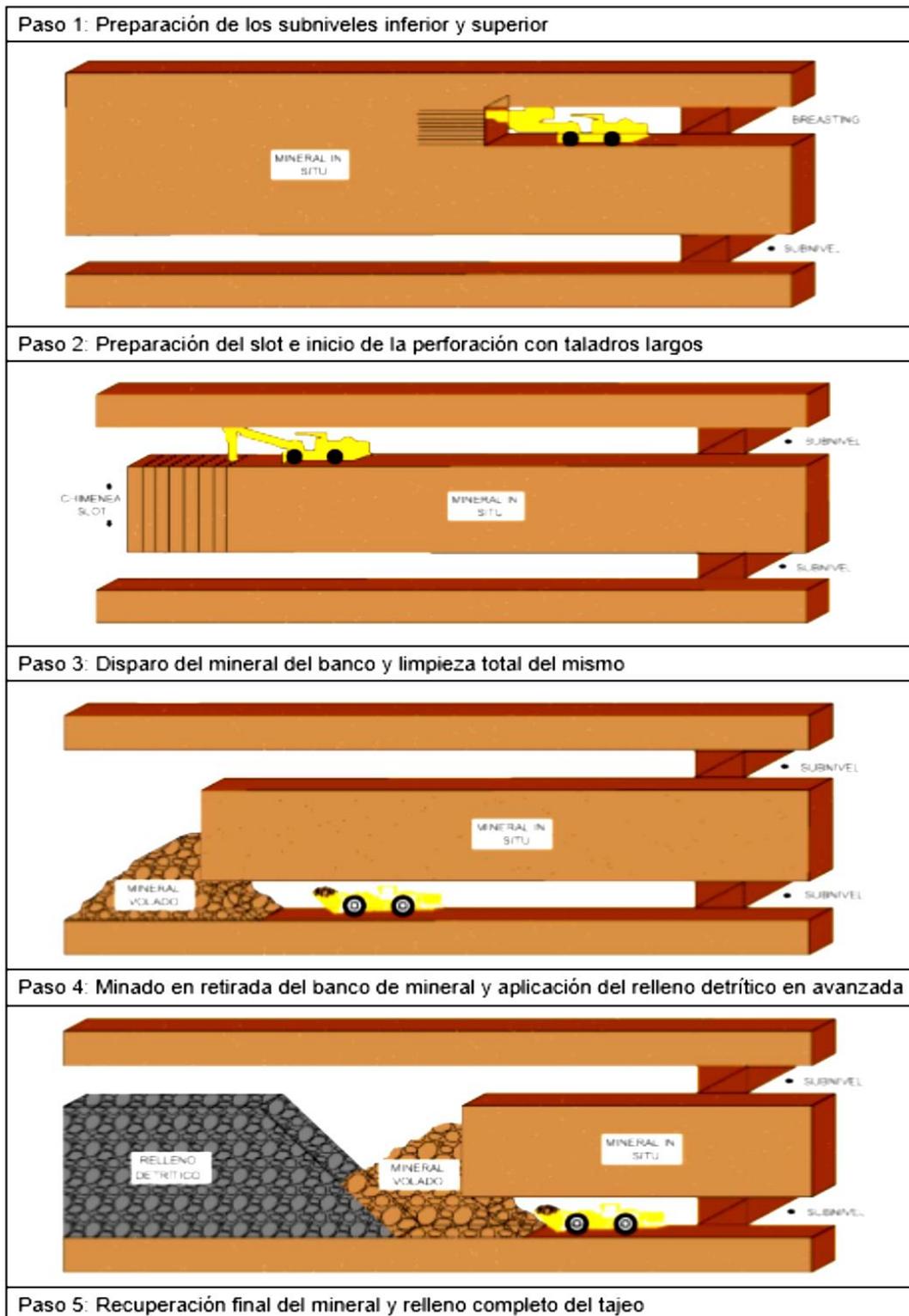
a). Sub Level Stopping (Bench and Fill)

Según López Jimeno, “El método de explotación por hundimientos de subniveles implica una serie de fases operativas diseñadas para garantizar una extracción eficiente del mineral. Comienza con la perforación de taladros largos, seguida de la limpieza del mineral en retirada para preparar el terreno. Luego, se procede con el relleno detrítico, una práctica para estabilizar las cajas y mantener la integridad estructural del área de trabajo”, así como se muestra en la Figura N°1. En la mina Carahuacra, se implementó con éxito la variación Avoca Back Fill, una técnica que ofrece una combinación de eficiencia y seguridad. Este método implica la explotación ascendente, seguida por el relleno detrítico vertical, lo que garantiza una utilización óptima del espacio. La infraestructura de extracción se ha diseñado para seguir de cerca la estructura mineralizada, con accesos perpendiculares que mantienen una equidistancia de 100 metros entre ellos. Además, la profundización se lleva a cabo mediante una rampa principal estratégicamente orientada hacia la caja piso de la estructura, lo que facilita el acceso y la extracción del mineral de manera eficiente. El diseño de la secuencia de minado ha sido diseñado de manera longitudinal, con una meticulosa subdivisión de la estructura en bloques de explotación de 100 metros de longitud. Este enfoque

permite una secuencia ascendente, caracterizada por la operación de 3 bancos de explotación de 15 metros de altura cada uno, separados por 3 subniveles destinados a perforación y extracción, además de un nivel principal. En cuanto al proceso de extracción, se sigue un método de rotura en retirada, seguido de relleno detrítico mecanizado (back fill), cuya longitud máxima de abertura (LMA) puede alcanzar hasta 30 metros horizontalmente, aunque este valor puede variar dependiendo de la clasificación de la roca según el Índice de Resistencia a la Rotura (RMR). (Carahuacra, 2022)

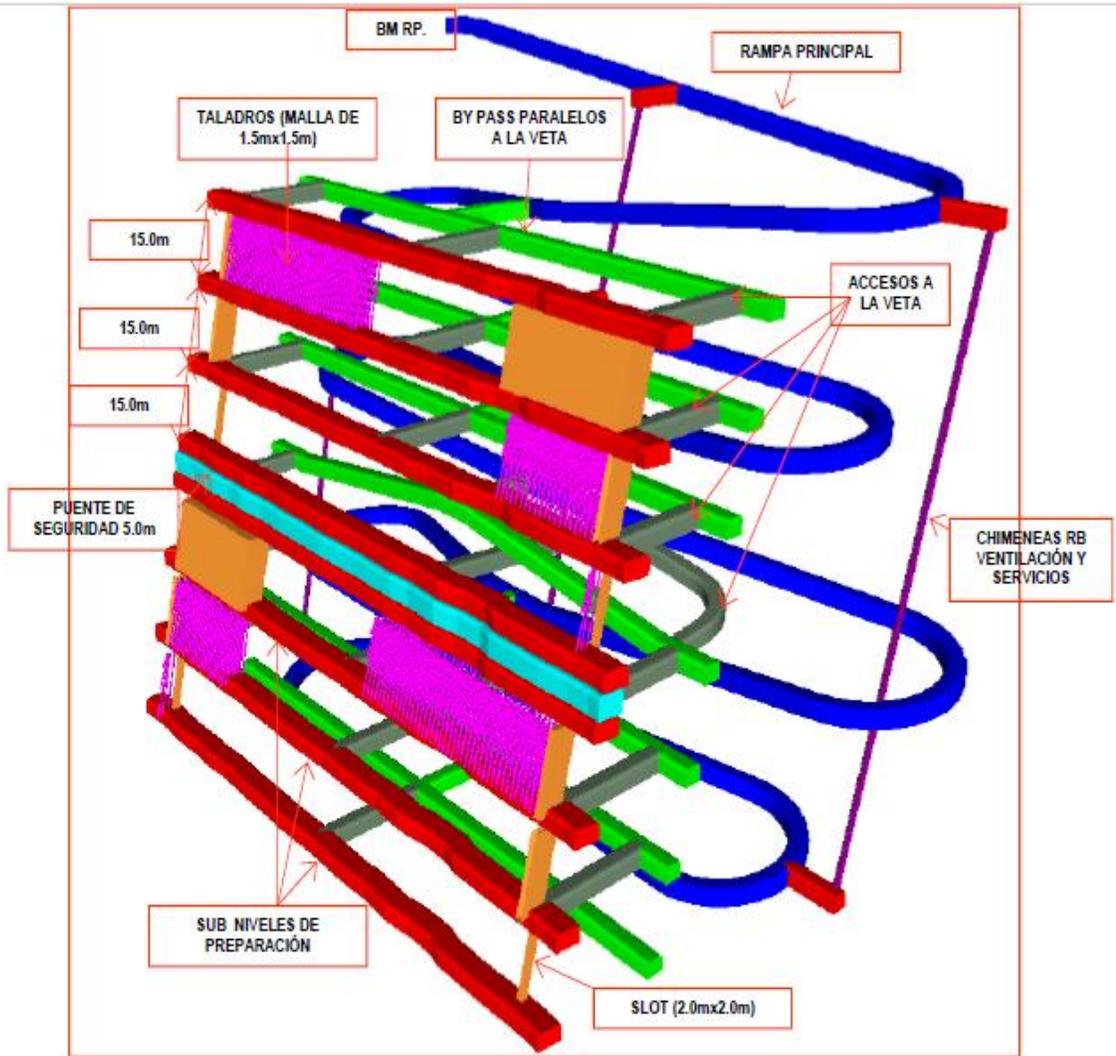
El diseño del corte básico de explotación se considera un block de mineral de 67.50 metros de altura con 03 subniveles intermedios de perforación y 01 nivel principal de extracción (sección: 3.80m x 4.0m y Pendiente: + 1%), se inicia la explotación en el banco N°01 desde el centro de la estructura, que se encuentra como reserva de mineral, en retirada en dirección E – W. Con bancos de 12m. La implementación de los accesos se dispone en forma de rombo para darle una mayor eficiencia en la operación. Esta implementación se aplica en la Veta ML y Melissa. (Carahuacra, 2022)

Figura N°1. Secuencia de Minado SLS



Fuente: Mina Carahuacra

Figura N°2. Método de Minado SLS Vista Isométrica



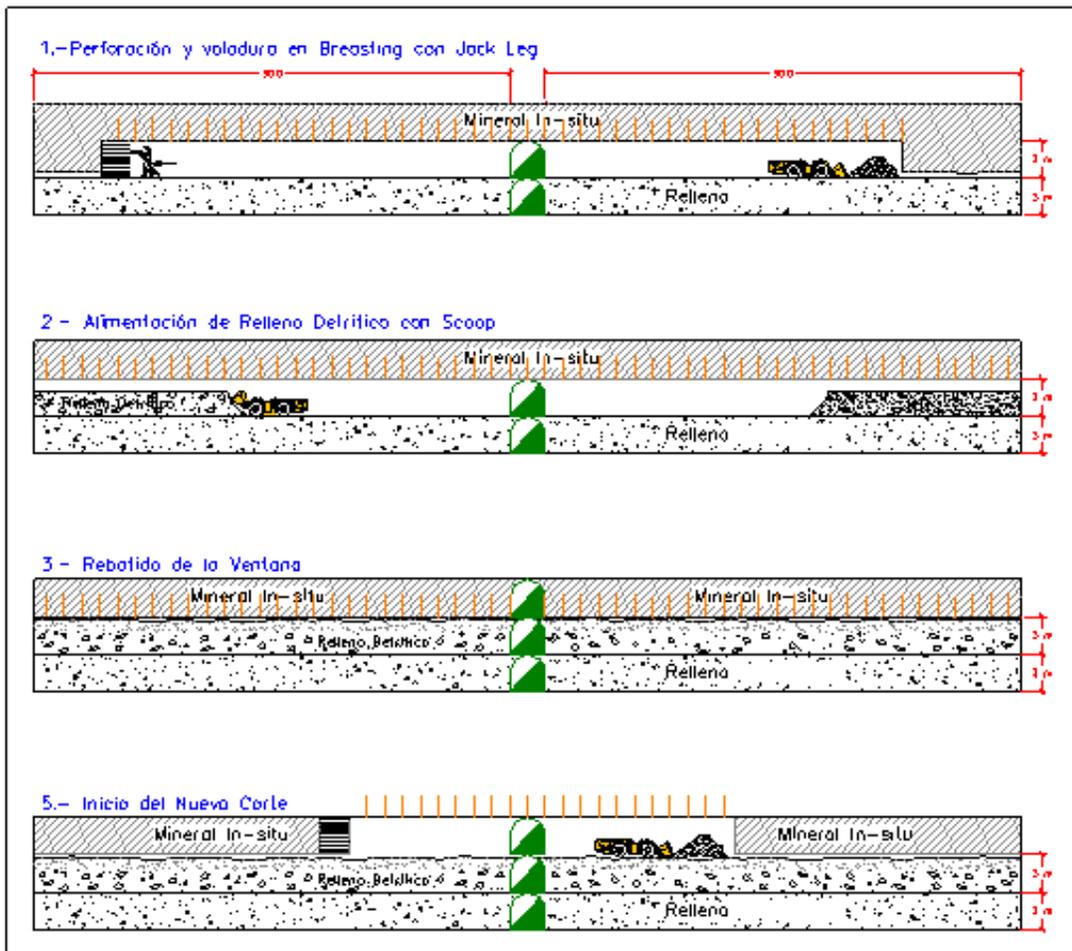
Fuente: Mina Carahuacra

b). Over Cut and Fill (Breasting).

Según López Jimeno, “Como condición general para la aplicación de este método es buzamiento menor a 50° así como en zonas de intermitencia de mineral - desmonte condición que requiere de mayor selectividad. La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso 0 de la estructura, a partir de la rampa se desarrollan accesos de -15% gradiente hacia la estructura, una

vez cortada la estructura se desarrollan galerías este – oeste, de longitudes de 50m en promedio (límite del tajo); con objetivo de control de estabilidad en corona la perforación se realiza de forma horizontal (breasting), para el cambio de piso es utilizado relleno mecánico y posterior uniformizado y sellado de cajas mediante relleno hidráulico y se hace el desquinche de la corona del acceso (rebatido) e inicia el nuevo corte en ascenso”, así como se puede observar en la figura N°3. Con una altura de 4.0 m. (corte efectivo 3.5m). Este método se emplea en veta de mayor potencia y con terrenos de regular a malo, en la mina Carahuacra su aplicación mayormente se da en el cuerpo Huaripampa y Veta Diana. (Carahuacra, 2022)

Figura N°3. Secuencia de Minado OCF



Fuente: Mina Carahuacra

2.2.2. TIPOS Y DISEÑO DE LABORES MINERAS

Para las operaciones se vienen realizando labores mineras cuyas secciones son de 3.8 m x 4.0 m (Subniveles), 4.0 m x 4.0 m (Accesos) y 4.5 m x 4.5 m (Rampas).

Se deberá de considerar como porcentaje máximo de sobre rotura en labores de avances 10%.

2.2.2.1. GALERÍA Y SUBNIVEL

Según Casas Martinez, Las galerías son paralelos a los bypass y se desarrollan dentro de la estructura mineralizada, estas tienen una sección de 3.8 m x 4.0 m con una gradiente promedio de 1%. Subniveles son Labores intermedias a los niveles que son subsiguientes a las ventanas intermedias de 3.8 m x 4.0 m de sección y realizadas sobre la estructura. (Casas Martinez, 2019)

2.2.2.2. CHIMENEAS SLOT:

Según Casas Martinez, Labores verticales y perpendiculares a la galería de 1.5 x 1.5 mts que nos sirve para la cara libre en el momento de la voladura.

2.2.2.3. BYPASS

Según Casas Martinez, Los bypass son excavaciones perpendiculares a las ventanas y se desarrollan paralelo al rumbo del cuerpo mineralizado tienen una sección 4.5 m x 4.5 m, la gradiente promedio es de 1%.

Los bypass se deben de avanzar en paralelo a las galerías a una distancia mínima de 30 metros, teniendo en cuenta los criterios geomecánicos. (Casas Martinez, 2019)

2.2.2.4. ACCESOS

Según Casas Martínez, Son accesos los cruceros que son excavaciones horizontales y rampas positivas y negativas a +/-13% perpendiculares a la estructura mineralizada que nos sirve de acceso para la extracción de mineral roto, la sección es de 4.0 m x 4.0 m.

2.2.3. ALTERNATIVAS DE PROFUNDIZACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN

2.2.3.1. RAMPA

Según Casas Martínez, La rampa de acceso tiene una sección de 4.5 m x 4.5 m, gradiente positiva +13%. Esta labor es ejecutada entre los niveles, contará con cámaras de refugio cada 50 metros en línea recta y en curva.

Figura N°4. Acceso de la Rampa



Fuente: Mina Carahuacra (Area de operaciones).

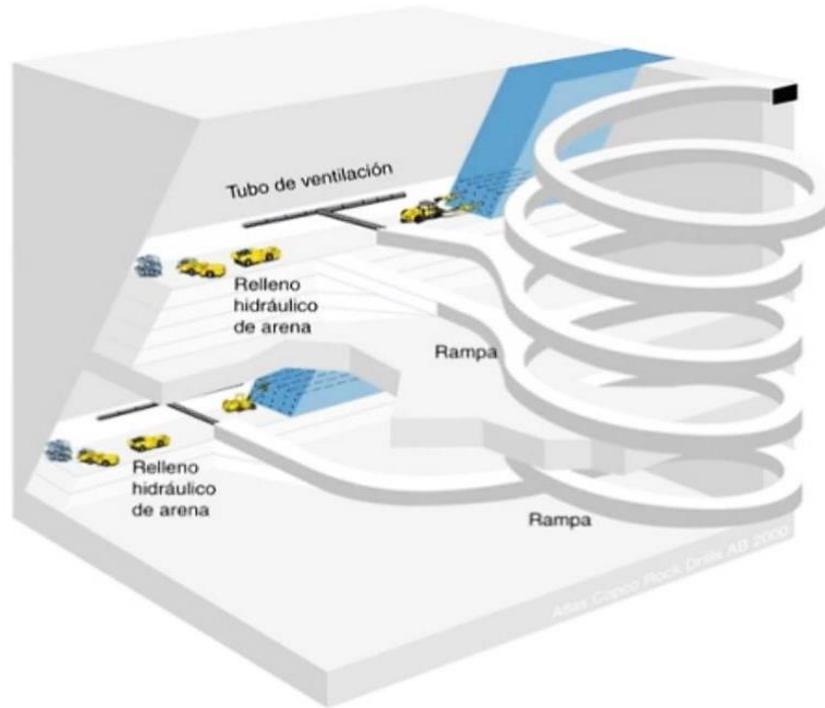
2.2.3.2. TIPOS DE RAMPAS

Existen tres tipos de rampas y son las siguientes: en forma y; zigzag, espiral, basculantes y otros tipos.

a) Rampa en forma Y: Según Casas Martinez, Estas rampas son muy poco usadas y casi nada en el Perú, generalmente es aplicable dentro de pequeñas vetas o cuerpos de mineral. El proceso de construcción implica la creación de dos rampas, una rampa superior para facilitar el acceso a materiales y servicios, en particular para relleno, y una rampa inferior destinada a descargar los minerales extraídos de los tajos. Estas rampas están diseñadas para desarrollarse rápidamente con una preparación mínima.

b) Rampa en Forma Espiral: Según Casas Martinez, El depósito actúa como eje central para un sistema de dos niveles que integra perfectamente equipos motorizados y sirve como método de transporte y plataforma para ejecutar operaciones mineras, así como se puede observar en la figura N°5. A lo largo de esta rampa, ventanas estratégicamente ubicadas facilitando las actividades mineras eficientes.

Figura N°5. Rampa en Forma Espiral



Fuente: Mina Carahuacra

c) **Rampa en forma de Zig-zag:** Según Casas Martinez, Actualmente una de las más usadas por empresas mineras, que se está empleando el sistema de minería trackless, este tipo de construcción de rampas en forma de zigzag tiene las siguientes características:

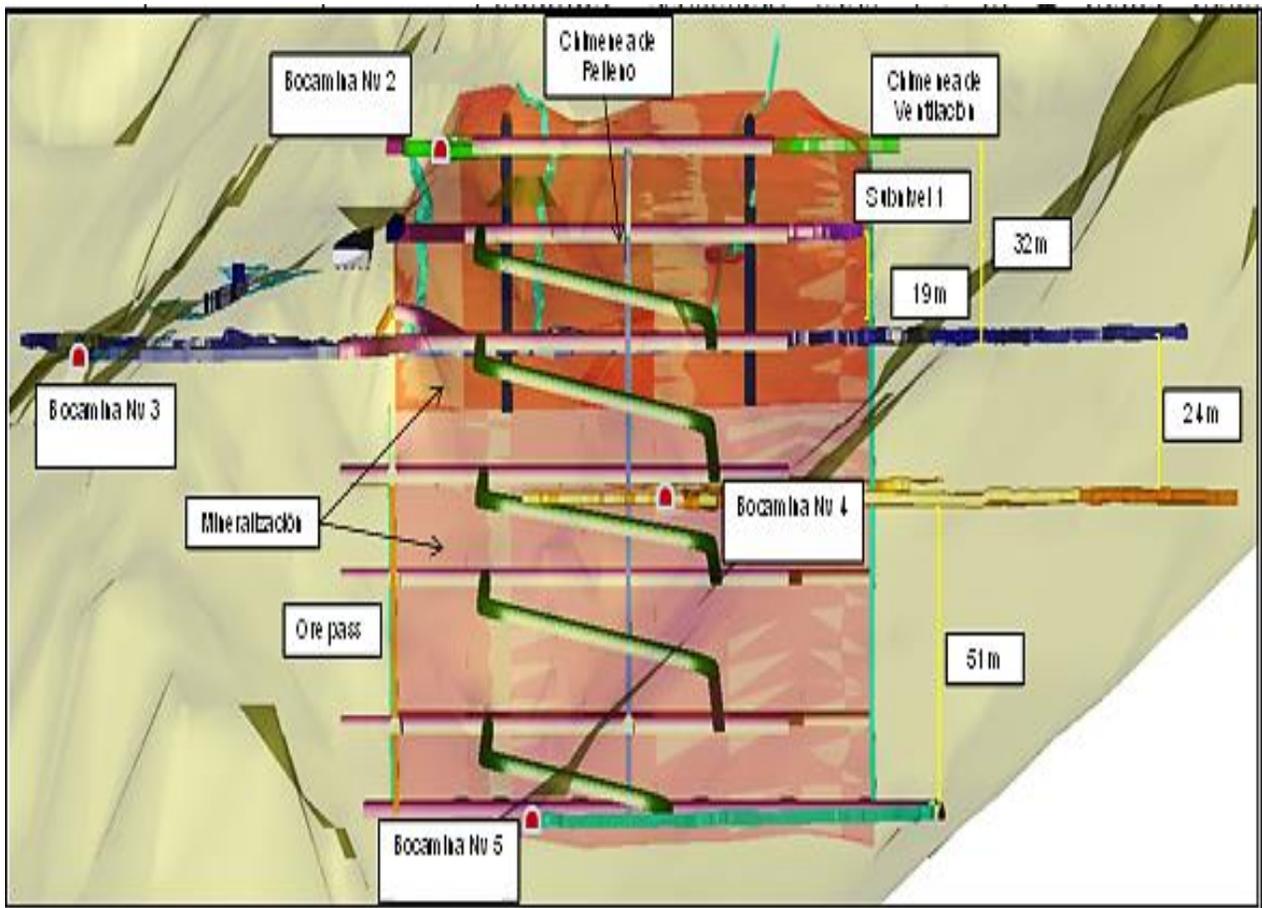
Normalmente, el inicio del desarrollo tiene lugar en la parte más externa de la zona mineralizada y la longitud de la rampa está determinada por la extensión de la veta o depósito. La rampa se construye con una pendiente inicial del 12%, que se reduce progresivamente en los tramos curvos, así como se puede observar en la figura N°6.

La construcción se lleva a cabo en materiales estériles o rocas duras y competentes para garantizar la estabilidad y durabilidad de las estructuras. La experiencia nos ha demostrado que es

preferible realizar la construcción en paralelo a la dirección de la veta o cuerpo mineral, es decir, en una de las cajas disponibles, y de ser posible, en la caja piso.

El diseño de las secciones se basa en consideración de múltiples factores, como se ha detallado previamente en el plan inicial. Las secciones se adaptan y ajustan en función de la geología, la topografía y otros. Una vez establecidas las secciones, el acceso a las zonas mineralizadas se lleva a cabo a través de cruceros o ventanas, que se conectan a partir de las rampas.

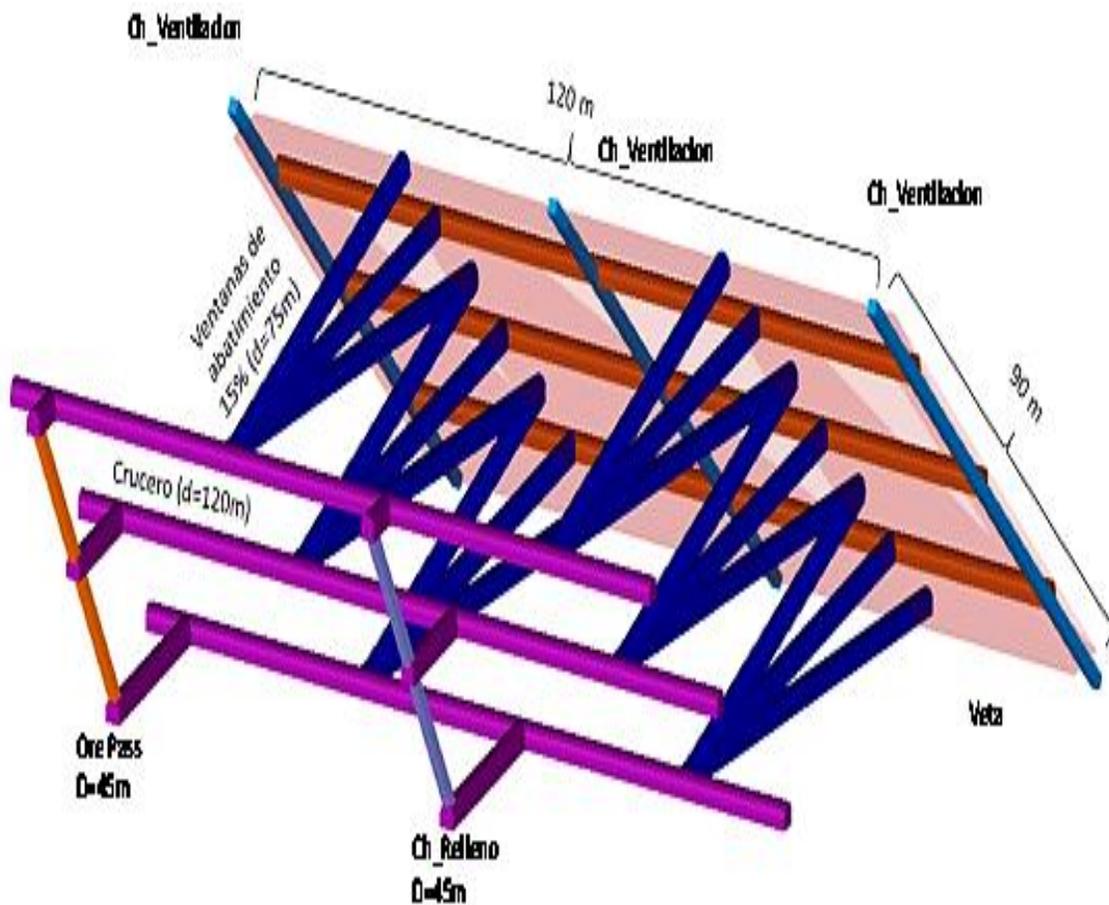
Figura N°6. Rampa en Forma de Zig Zag



Fuente: Mina Carahuacra

d) Rampa en forma Basculante: Según Casas Martinez, Son accesos y/o especie de cortada a la veta (tajo), el cual se inicia con un piso inicial en gradiente negativa de menos 15 %, el que será rebatido de acuerdo a los cortes que sean necesarios, hasta llegar a un piso final de gradiente de 15 %, o dependiendo del equipo a utilizarse o de la distancia de la basculante, así como se puede observar en la figura N°7.

Figura N°7. Rampa en Forma Basculante



Fuente: Mina Carahuacra

2.2.3.3. PIQUE

Según Casas Martínez, Los piques, como labores verticales, desempeñan un papel importante en la comunicación entre la mina subterránea y la superficie exterior. Su propósito principal es facilitar el movimiento de personal, materiales, equipos y mineral entre los diferentes niveles de operación.

En este sentido, la empresa peruana Compumet destaca la importancia de evaluar detenidamente estas necesidades y consideraciones económicas al planificar y construir piques.

Se debe tener en cuenta estos criterios diseño de la construcción de piques:

- Análisis de costos en relación a otros piques.
- El área debe ser favorable y suficientemente grande para las instalaciones de superficie.
- La naturaleza del suelo debe ser adecuada para las cimentaciones, realizando para ello estudios de geotecnia conducentes a la clasificación del macizo en el área destinada para el diseño del pique.
- La mina, debe tener buenas vías de acceso y espacio libre para favorecer el trabajo.

Figura N°8. Construcción de Pique



Fuente: Mina Carahuacra

2.2.4. MODELO MATEMATICO DE HOLMBERG.

El método de diseño de perforación y voladura de Roger Holmberg se utiliza comúnmente para avances de trabajo ciego en minería subterránea mecanizada. El mayor objetivo de este método es reducir la frecuencia de las voladuras, evitar paradas del ciclo minero, lograr una alta eficiencia de las voladuras y cumplir con los requisitos de cronograma mensual asociados a los medidores de alimentación lineal programados, superando así las pérdidas económicas con el máximo número de variables mejoradas.

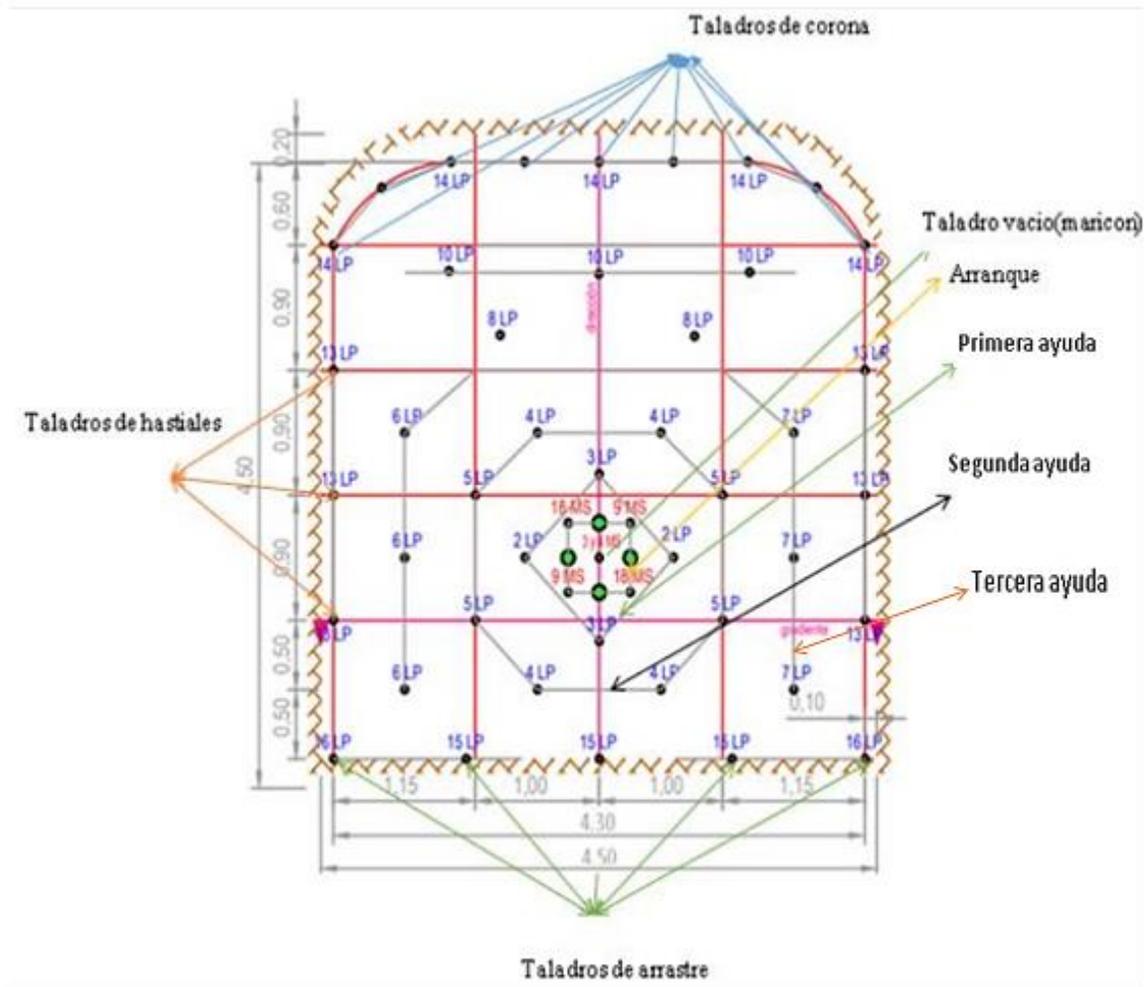
Roger Holmberg, al desarrollar su propuesta, se apoyó en hallazgos de investigaciones anteriores realizadas por expertos en el campo de la ingeniería minera, como Langefors y Kihilstrom en 1963, así como Gustafsson en 1973. Estos estudios proporcionaron una sólida base de conocimientos que permitió a Holmberg proponer un modelo matemático innovador para el diseño de cuadrantes de perforación y voladura en el ámbito de la ingeniería subterránea. Lilly

(1986-1992) también se consideró los parámetros mecánicos de la roca y el suelo utilizados para calcular el factor de carga de voladura en su estudio de índice de volatilidad. Utilizando los parámetros geomecánicos de RMR de Bieniawski (1976) y el índice de resistencia geológica de Hoek y Marinos (2000) para modificar su tabla de parámetros geomecánicos LILLY, que se denomina GSI, generó un nuevo cuadro para estos valores.

Para facilitar el cálculo en labores mineras subterránea y los túneles, Holmberg divide la cara de trabajo en 5 parte diferentes. En el proceso de cálculo, cada una de estas partes debe ser procesada de una manera especial, así como se puede observar en la figura N°9, estas partes son las siguientes:

- Sección Corte (Cut): se refiere al arranque o primer cuadrante.
- Sección Tajeo (Stoping Section): Se refiere al 2do, 3er, 4to, 5to y 6to cuadrante.
- Sección Alza (Stoping): Se refiere a los taladros de Ayuda de Corona
- Sección Contorno (Contour): Se refiere a los taladros de Corona, Hastiales y Ayuda de hastiales
- Sección Arrastre (Lifters): Se refiere a los taladros de arrastre.

Figura N°9. Secciones para cálculo del método de Holmberg



Fuente: elaboración propia.

2.2.5. SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS

Según ZUÑIGA, C. L., El sostenimiento de labores subterráneas juega un papel importante en la mejora de las condiciones de estabilidad y seguridad de las labores mineras, esta se refiere a las medidas de apuntalamiento, refuerzo y consolidación de las galerías, túneles y otras estructuras subterráneas para garantizar su estabilidad y seguridad.

El sostenimiento tiene como objetivo prevenir el colapso de las excavaciones y proteger a los trabajadores y equipos que operan en el interior de las minas o túneles, por tanto, los aspectos a considerar a la hora de elegir un sistema de apoyo dependen de los cambios en la calidad del macizo rocoso, condiciones geotécnicas y cambios en el tamaño y forma de las excavaciones subterráneas

Se pueden utilizar diversos materiales y técnicas para el sostenimiento, como pernos de anclaje, mallas metálicas, shotcrete, entre otros. La adecuada selección y aplicación de un sistema de apoyo debe considerar las diferentes variables: economía, operación y seguridad.

2.2.5.1. SOSTENIMIENTO ACTIVO.

Según ZUÑIGA, C. L, Los elementos de sostenimiento activos se identifican por la interacción inmediata con las fuerzas del macizo rocoso (consideradas como elementos de refuerzo), estas fuerzas que actúan en el macizo rocoso, para estas medidas pueden incluir el uso de pernos de anclaje, mallas metálicas, sistemas de shotcrete, entre otros refuerzos.

El objetivo del sostenimiento activo es garantizar la seguridad de los trabajadores, la estabilidad de la mina y la continuidad de las operaciones mineras.

Para mencionar los tipos de pernos tenemos:

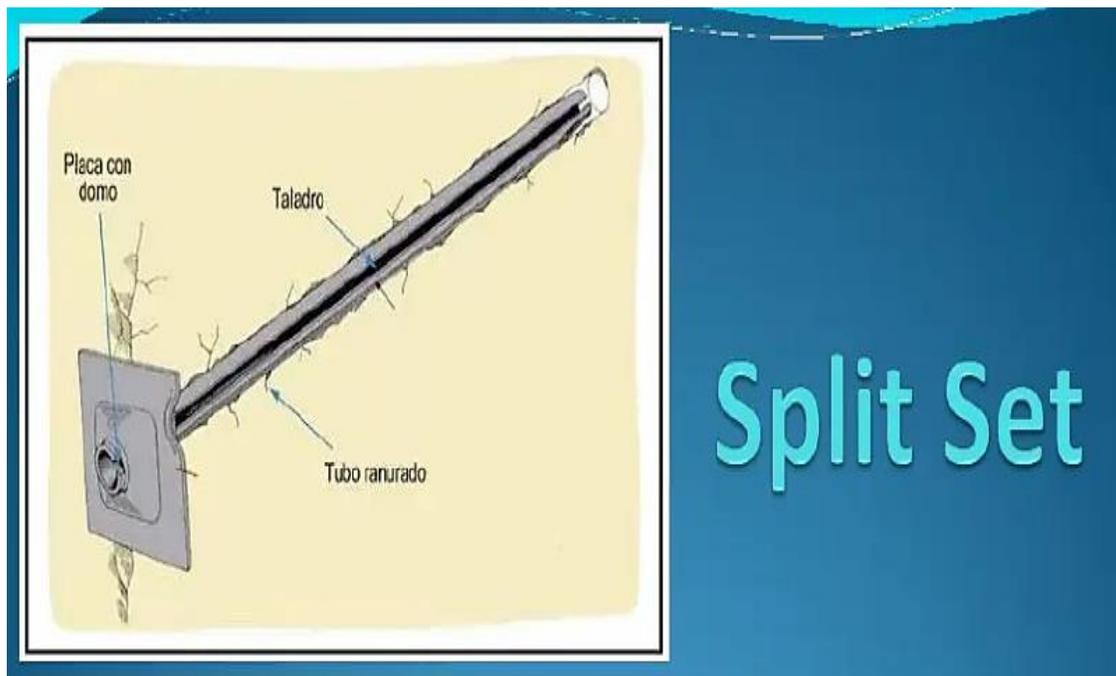
a). PERNOS SPLIT SET. (Pernos de Fricción)

Según ZUÑIGA, C. L, Los PERNOS SPLIT SET o pernos de fricción, son elementos empleados en diversas aplicaciones dentro de la industria minera. Su versatilidad los convierte en herramientas indispensables tanto para el reforzamiento temporal de excavaciones mineras como

para la estabilización de taludes. Estos pernos ofrecen una gran durabilidad y un poder de fijación superior.

Este perno estabilizador se inserta en el orificio de menor diámetro, que se utiliza como molde para comprimir el estabilizador al diámetro del orificio, cerrando casi totalmente la ranura en el proceso. El perno estabilizador por Fricción, que se basa en el contacto en toda su longitud entre el perno y la roca circundante, para garantizar el soporte necesario, así como se puede observar en la figura N°10, el perno esta echo de un tubo de acero especialmente diseñado. Este tubo tiene un diámetro mayor que el del agujero en el que se coloca, lo que permite proporcionar un mejor soporte.

Figura N°10. Perno Split Set



Fuente: (revistaseguridadminera, 2022)

b). PERNOS SWELLEX.

Según ZUÑIGA, C. L, Los pernos Swellex, son usados en la fortificación de tuneles y de labores mineras, están hechos de tubos de acero, fabricados con placas de doble plegado, y cerrados en ambos extremos por dos manguitos soldados, la cual transfiere su carga por fricción, así como se puede observar en la figura N°11, se aplica principalmente para el refuerzo de la roca circundante, se colocan en agujeros de 15 mm o más grande que el diámetro del perno, tras la instalación, se expande con agua a alta presión, ofreciendo un gran rendimiento e interacción con la masa rocosa, garantizando una instalación perfecta y rápida de cada bulón.

Figura N°11. Perno Swellex



Fuente: (Atlas Copco swellex, 2022)

c). PERNOS HELICOIDALES

Según ZUÑIGA, C. L, Están fabricados de una varilla de hierro o acero con biselado, que está confinada dentro del taladro con cemento (empacado en cartucho o inyectado), resina (empacado en cartucho), así como se puede observar en la figura N°12. El anclaje entre la barra y la roca se realiza a lo largo de toda la longitud del elemento de refuerzo a través de tres

mecanismos: adhesión química, fricción y fijación. Entre los diversos mecanismos de sujeción de los pernos, los dos últimos tienen especial relevancia debido a la interacción entre ambos. Por un lado, la adhesión es fundamental, ya que establece la conexión entre el perno y la roca circundante. Por otro lado, la presencia de hierro y cemento en la estructura contribuye a prevenir la corrosión, garantizando la durabilidad y estabilidad a largo plazo de los pernos. Según esta función, en presencia de agua, especialmente en agua ácida, el gelificante recomendado será la resina y en ausencia de agua será el cemento. (ZUÑIGA, 2008).

Figura N°12. Perno Helicoidal



Fuente: (Promine, 2020)

2.2.5.2. SOSTENIMIENTO PASIVO.

Según ZUÑIGA, C. L, Es el elemento de soporte, este no ejerce esfuerzos sobre el macizo rocoso, es decir está fuera de la roca y depende del movimiento interno de la roca en contacto alrededor de la excavación, desarrollando su capacidad resistente a medida que la roca se deforma.

Como algunos elementos tenemos:

- Malla metálica electrosoldada
- Concreto lanzado (Shotcrete)
- Cuadros de madera
- Cimbras o arco de acero
- Gatas mecánicas
- Relleno detrítico.

2.2.5.3. TIPOS DE SOSTENIMIENTO.

a) SHOTCRETE.

Según ZUÑIGA, C. L, El hormigón proyectado o Shotcrete es un mortero que se aplica de forma húmeda o seca a través de una manguera de alguna manera y se presiona neumáticamente sobre la superficie a una presión de unos 8 bar. La aplicación del hormigón se distingue por su capacidad de adherencia a la superficie durante el proceso de compactación, esta cualidad garantiza una unión sólida y duradera, incluso en condiciones de alta presión. Además, la superficie tratada con hormigón se beneficia de la resistencia a la fuerza de impacto, lo que proporciona una protección adicional contra el desgaste y los daños mecánicos. Otra característica del shotcrete es que el tamaño máximo del agregado es de 3/8 de pulgada. En el momento del impacto parte de este material rebotará, lo que se denomina "rebote" y no debe superar el 15% y viceversa. Este parámetro es el que corresponde a un valor promedio en cualquier tipo de superficie horizontal o inclinada. (ZUÑIGA, 2008)

Los materiales de mezcla del hormigón proyectado son muy diferentes al hormigón tradicional, por lo que podemos separarlos entre aglomerados y el agregado. El agregado es un

material que combina propiedades físicas, químicas y térmicas que afectan el desempeño del concreto (ZUÑIGA, 2008).

➤ **AGUA**

Según ZUÑIGA, C. L, El agua es un componente crucial en la preparación del shotcrete (concreto proyectado) utilizado en minería. El agua conforma el shotcrete la cual también contiene cemento, agregados y aditivos que se proyecta neumáticamente sobre superficies, generalmente rocas o túneles, para proporcionar soporte estructural y estabilización del macizo rocoso, la mezcla está compuesta por el agua añadida a la mezcla y el agua contenida en el agregado. El agua relacionada con el uso de agua en el hormigón tiene funciones como la activación del proceso de hidratación del cemento, una reacción química fundamental que permite que la mezcla fragüe y adquiera resistencia. La cantidad de agua debe ser la adecuada; demasiada agua puede debilitar el shotcrete al diluir la mezcla, mientras que muy poca agua puede resultar en una hidratación incompleta del cemento, el contenido de agua también influye en la proyectabilidad de la mezcla, una mezcla con la cantidad correcta de agua tendrá la consistencia adecuada para ser proyectada eficientemente y adherirse bien a la superficie objetivo. Se puede utilizar casi cualquier agua natural que sea potable, que no tenga un color o sabor y que tenga un pH de 7, que no contenga sustancias disueltas ni concentraciones mínimas.

➤ **CEMENTO**

Según ZUÑIGA, C. L, Es importante que el shotcrete adquiera rápidamente una resistencia suficiente para proporcionar soporte estructural y estabilización inmediata. Por ello, se suelen utilizar cementos que proporcionan una alta resistencia inicial, como el cemento Portland. Los

tipos de cemento Portland actualmente en el país que cumplen con las normas ASTM C 150 y pueden usarse para refinar concreto, el tipo de cemento puede utilizarse de acuerdo a las necesidades especiales de la operación. En nuestro medio podemos encontrar la siguiente clasificación:

- Cementos Pórtland Tipo I (Es el más común para uso general).
- Cementos Pórtland Tipo II (para uso de exposición a la acción de sulfatos o cuando se necesita un moderado calor de hidratación).
- Cementos Pórtland Tipo III (para cuando se necesita que el shotcrete adquiera resistencia rápidamente).
- Cementos Pórtland Tipo IV (para uso cuando se requiere bajo calor de hidratación)
- Cementos Pórtland Tipo V (para uso cuando se requiere alta resistencia a los sulfatos).

Debido a la diferencia de materias primas en el proceso de fabricación, se recomienda utilizar el mismo tipo de cemento y la misma marca, así tener una alta durabilidad y resistencia a la abrasión para soportar las condiciones agresivas y el desgaste mecánico frecuente en las operaciones mineras, deben ser compatible con diversos aditivos que se utilizan para mejorar las propiedades del shotcrete, como aceleradores de fraguado, plastificantes, retardadores y fibras.

En aplicaciones subterráneas, es importante minimizar el calor de hidratación para evitar problemas térmicos que podrían afectar la estabilidad de las rocas circundantes y el confort de los trabajadores.

➤ **AGREGADOS.**

Según ZUÑIGA, C. L, El agregado para shotcrete es un material granular utilizado en la mezcla de shotcrete, este agregado puede estar compuesto por arena, grava, piedra triturada u otro material similar, y su selección depende de las características del proyecto y las necesidades de resistencia, durabilidad y trabajabilidad del concreto.

El tamaño y la forma de las partículas del agregado para shotcrete pueden influir en la resistencia y la adherencia del concreto proyectado, por lo que es importante seleccionar bien el tipo adecuado de agregado para cada aplicación.

➤ **ADITIVOS ACELERANTES DE FRAGUA**

Según ZUÑIGA, C. L, Los aditivos acelerantes de fraguado, son elementos esenciales en la composición del shotcrete empleado en operaciones mineras, desempeñan un papel crucial al garantizar que la mezcla proyectada de concreto gane resistencia de manera rápida. Su importancia radica en contextos subterráneos, donde la estabilidad instantánea de las estructuras se rige como un pilar fundamental para la seguridad y la continuidad operativa, además son solubles en agua las cuales tienen un efecto químico sobre la mezcla, como resultado se obtiene una alta resistencia en menor tiempo.

Podemos encontrar acelerantes alcalinos, así como silicatos de sodio que son uno de los acelerantes más comunes, pero pueden ser corrosivos y afectar la durabilidad a largo plazo del shotcrete. También carbonatos de sodio las cuales se usan por su capacidad de acelerar el fraguado rápidamente, aunque también pueden ser agresivos para el equipo y la mezcla.

Por otro lado, acelerantes no alcalinos, acelerantes basados en aluminato, como el aluminato de calcio, que proporciona un fraguado rápido sin los efectos corrosivos de los acelerantes alcalinos. También acelerantes de silicato modificado, que son menos agresivos y más compatibles con los componentes del shotcrete, mejorando la durabilidad. (ZUÑIGA, 2008)

➤ DOSIFICACIÓN.

La dosificación está en función a la resistencia que se quiera obtener. En nuestro caso la dosificación es:

Cuadro N° 2. Diseño de mezcla de Shotcrete

DISEÑO DE MEZCLA		
Proporcion de Peso Seco	Cantidades	Unidades
Cemento Andino Tipo I	450	kg/m3
Agregado Global	1610	kg/m3
Agua	175	Lt/m3
Aditivo Neoplast 2000HP 1.1	4	Lt/m3
Fibra Sintetica	18	kg/m3
Aditivo Gunitoc L-33 Plus	20	Lt/m3

Fuente: Área Geomecánica Carahuacra

Nota: Este diseño de mezcla nos permite obtener resistencias de hasta 250Kg/cm².

2.2.5.4. CONTROL DE CALIDAD DESPUÉS DE LA INSTALACIÓN.

a) SHOTCRETE.

Según ZUÑIGA, C. L, El hormigón proyectado es un material que requiere una cuidadosa atención desde el diseño hasta la colocación. Por tanto, debemos establecer procedimientos de

control de calidad para asegurar que el material cumple con los requisitos de diseño y proporciona la estabilidad y durabilidad necesarias en aplicaciones mineras.

Se debe revisar la superficie del shotcrete para detectar defectos visibles como grietas, áreas no cubiertas, rebote excesivo, o segregación de la mezcla, también debe asegurarse que el espesor, el refuerzo y la proporción de mezcla del hormigón proyectado cumplan con los requisitos de diseño, verificar que la aplicación sea uniforme y que el espesor del shotcrete sea consistente en toda la superficie, evaluar la adherencia del shotcrete a la superficie de la roca para asegurarse de que no haya deslaminaciones o desprendimientos. Debemos asegurarnos que el suministro, manipulación y almacenamiento de materiales cumplan con las especificaciones de diseño y deben ser aprobados por la autoridad de diseño.

El control de calidad de los operarios asegurará la alta calidad del hormigón proyectado, así como la utilización de instrumentación geotécnica, colocando instrumentos como tensiómetros, extensómetros y medidores de desplazamiento para monitorear la estabilidad y el comportamiento del shotcrete bajo carga y realizar inspecciones y ensayos periódicos para asegurarse de que el shotcrete mantiene sus propiedades a lo largo del tiempo.

➤ **PRESIÓN DE AIRE**

El hormigón proyectado debe ser monitoreado constantemente en las tareas de lanzamiento, y la presión del aire debe estar entre 5 y 7 bar. Según la situación provocada por la pérdida de presión de aire o el aumento brusco del trabajo, se debe seleccionar el estándar del experto (operador del robot lanzador).

➤ **PRUEBAS DE LABORATORIO**

Prueba en el laboratorio de control de calidad para determinar las especificaciones del agregado (arena) según las normas ASTM 33, la determinación de la resistencia a la flexión, la resistencia a la compresión y la capacidad de absorción de energía de los paneles cuadrados establecidas por la norma EFNARD, mientras que para los paneles redondos se sigue el protocolo de prueba ASTM 1550.

➤ **SLUMP**

La prueba de slump para concreto es una prueba comúnmente utilizada para determinar la trabajabilidad y la consistencia del concreto fresco. Consiste en medir la deformación del concreto después de que se ha vertido en un cono de forma específica y luego se retira el cono para observar la caída del concreto, así como se puede observar en la figura N°13.

La prueba de slump se utiliza para garantizar que el concreto tenga la consistencia adecuada para su colocación y compactación en el sitio de construcción. Un concreto con un slump demasiado bajo puede ser difícil de colocar y compactar, mientras que un concreto con un slump demasiado alto puede tener una resistencia reducida.

Durante la fase de prueba y diseño del hormigón proyectado, se emplea un espesor que oscila entre 5 y 6½ pulgadas para garantizar la adecuada resistencia y durabilidad del material.

Figura N°13. Prueba de Slump



Fuente: (ingeniería. 2018)

➤ **PERNOS.**

Según ZUÑIGA, C. L, El control de calidad en la colocación de pernos de anclaje es un proceso meticuloso que incluye la selección adecuada de materiales, preparación precisa del orificio, técnicas de instalación correctas, pruebas rigurosas de carga y monitoreo continuo. Este enfoque integral garantiza que los pernos de anclaje proporcionen el soporte y la estabilidad necesarios para las estructuras subterráneas, contribuyendo a la seguridad y la durabilidad de las operaciones mineras y de construcción, para ello se necesita un equipo de prueba hidráulica para realizar una prueba de tracción denominada "PullTest", que nos permitirá determinar la carga o capacidad de anclaje del perno en la roca, así como se puede observar en la figura N°14.

Figura N°14. Foto de Pruebas de arranque de pernos Helicoidales



Fuente: Elaboración Propia

2.2.6. VENTILACION DE MINAS.

La ventilación en una mina es fundamental para garantizar la seguridad y el bienestar de los trabajadores bajo tierra. Este proceso fundamental implica la circulación controlada de aire fresco a través de los túneles, galerías y diferentes construcciones mineras, creando así un ambiente óptimo para el trabajo. Al mantener un flujo constante de aire, se minimiza la acumulación de gases nocivos y se promueve una atmósfera limpia y saludable. Esta práctica no solo es vital para la salud del personal, sino que también contribuye a la eficiencia y productividad en el lugar de trabajo al garantizar condiciones confortables y seguras para llevar a cabo las operaciones mineras. Entonces la ventilación en las minas es un aspecto crítico que no solo busca cumplir con los

estándares de seguridad, sino también mejorar la calidad de vida de quienes trabajan en este entorno exigente.

2.2.6.1. CLASIFICACION DE VENTILADORES.

a). VENTILADORES CENTRIFUGOS.

El ventilador centrífugo incluye un rotor encerrado en una carcasa en espiral, así como se puede observar en la figura N°15. En el funcionamiento de estos ventiladores, el aire ingresa a través del orificio del rotor en una disposición paralela al eje del ventilador, siendo aspirado por el rotor y luego expulsado hacia la carcasa, posteriormente es descargado en un ángulo recto con respecto al eje a través de la salida correspondiente. Estos ventiladores pueden presentar configuraciones de entrada única o doble, lo que permite adaptarse a diversas necesidades y condiciones de aplicación. Están clasificados como ventiladores de flujo radial, su diseño y operación garantizan una eficiente manipulación del flujo de aire. (zitrón, 2012).

Figura N°15. Ventilador centrífugo

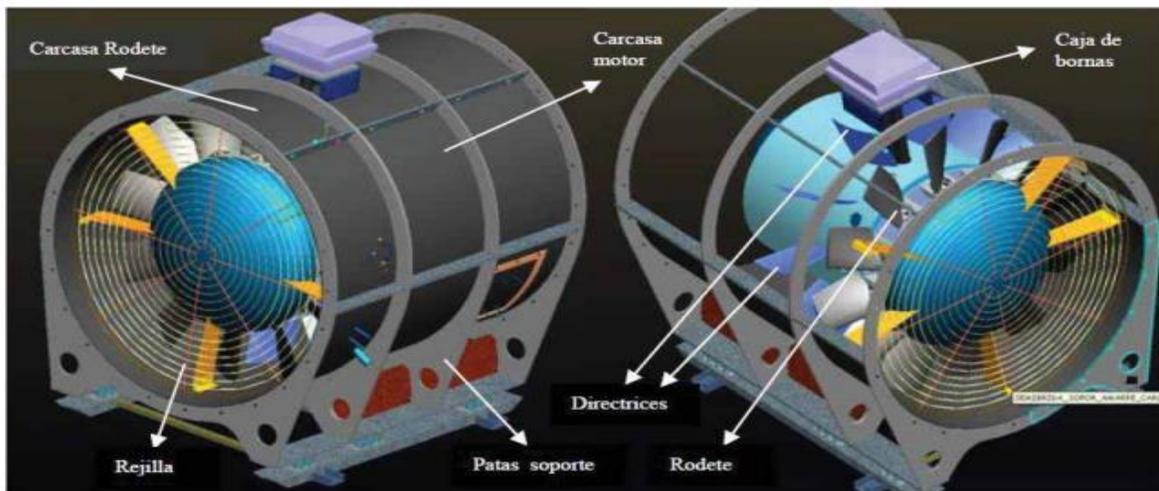


Fuente: (zitrón, 2012)

b) VENTILADORES AXIALES.

El ventilador axial adopta un diseño aerodinámico. Este diseño del ventilador axial se caracteriza por la presencia central de un impulsor, el cual está contenido dentro de una o más carcassas cilíndricas, así como se puede observar en la figura N°16. Además, en su funcionamiento, se incorporan paletas de guía en la parte posterior del rotor. Estas paletas cumplen la función de convertir el ventilador turbo axial en un sistema más eficiente, conocido como ventilador axial con paletas de guía. Puede operar en un amplio rango de volumen de aire, a una presión estática de baja a media alta, y puede generar una presión estática más alta que los ventiladores centrífugos, y al mismo tiempo es más eficiente. Durante el proceso de diseño y optimización, se incorporan paletas de guía para mejorar aún más el rendimiento del sistema, estas paletas, que pueden ser de tipo de succión, escape o una combinación de ambas, están estratégicamente ubicadas para dirigir el flujo de aire de manera eficiente dentro y fuera del equipo. (zitrón, 2012)

Figura N°16. Ventilador Axial



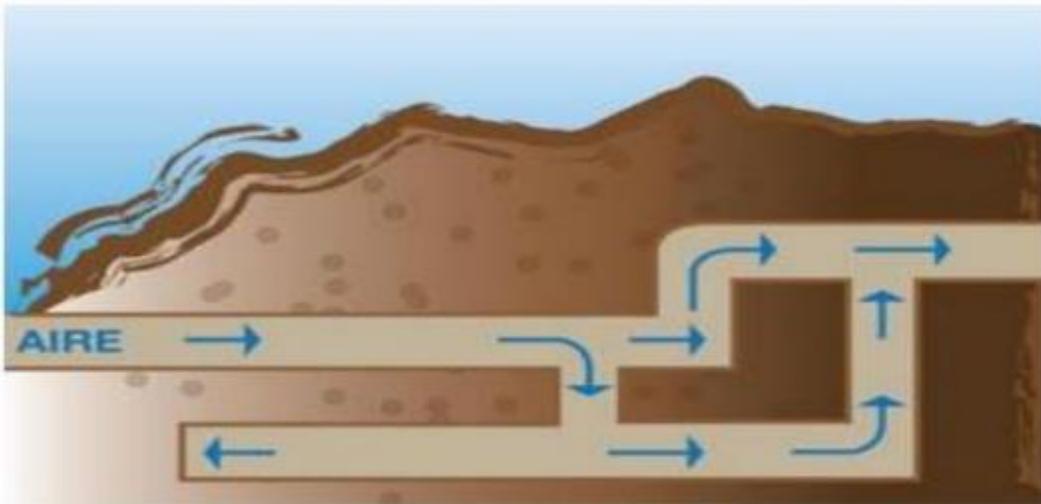
Fuente: (zitrón, 2012).

2.2.6.2. TIPOS DE VENTILACION.

a). Ventilación Natural

Para que la ventilación natural funcione tiene que existir una diferencia de alturas entre las bocaminas de entrada y salida. Siendo el factor determinante más importante el 5 intercambio termodinámico que se produce entre la superficie y el interior de la mina. La energía térmica agregada al sistema genera presión en el sistema, produciendo un flujo de aire, debido al desplazamiento del aire caliente por el aire frío. (SERNAGEOMIN, 2012).

Figura N°17. Esquema de Ventilación Natural



Fuente: SERNAGEOMIN, 2012

b) Ventilación Mecánica

La ventilación mecánica es generada por la presión que ejerce un ventilador sobre cierto volumen de aire, el cual dependiendo de sus características puede forzar el ingreso de aire fresco

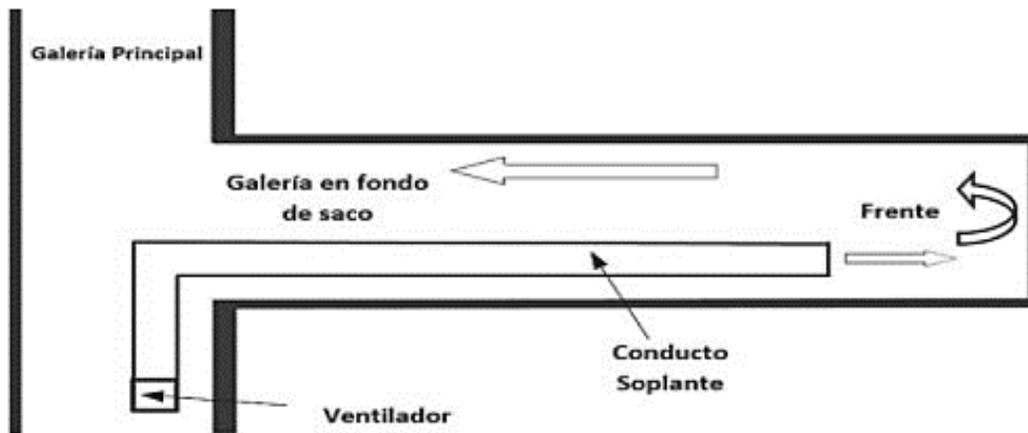
o extraer el aire viciado; la ventilación mecánica permite una presión constante sobre el aire y cierta cantidad de volumen fijo, ya que son accionados por un motor eléctrico y son seleccionados de acuerdo al diseño del sistema de ventilación con el fin de asegurar el ritmo de las operaciones y los ciclos de trabajo. Este tipo de ventilación es más cara por lo que requiere energía eléctrica para su funcionamiento, por tal motivo el objetivo es poder diluir y trasladar contaminantes, además de brindar confortabilidad al personal al más bajo costo de operación. (Jiménez, 2011).

c). Sistema de Ventilación Impelente

El aire es forzado hacia el tope de la labor mediante un ducto de ventilación, el cual es impulsado mediante ventiladores, lo cual desplaza la masa de aire viciado a través de la galería. Este es el sistema predominante usado en la mayoría de las minas subterráneas. (SERNAGEOMIN, 2012)

Este sistema permite el uso de conductos flexibles no reforzados, que tienen una superficie interior lisa. Estos conductos son más económicos y manejables, además presentan una menor resistencia al paso del aire. (López, 2011).

Figura N°18. Sistema de ventilación impelente



Fuente: (SERNAGEOMIN, 2012)

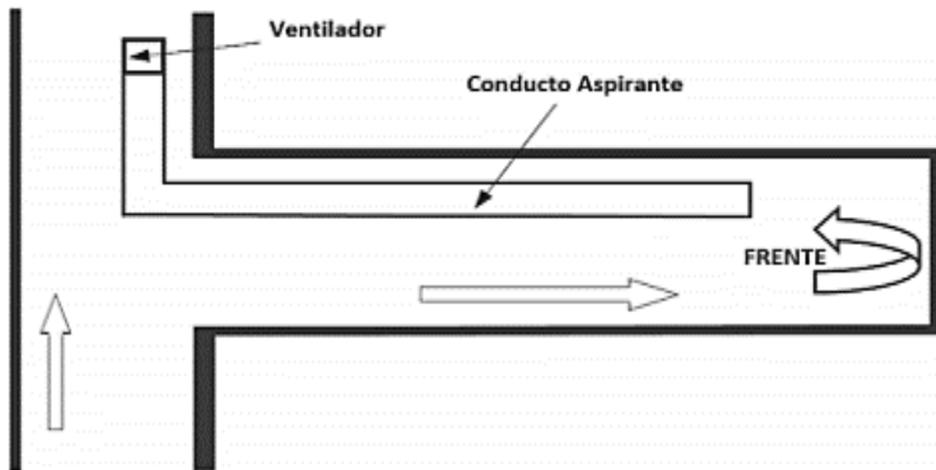
d). Sistema de Ventilación Aspirante

El aire contaminado del frente es succionado mediante el conducto de ventilación, creando una depresión y haciendo ingresar aire fresco a través de la galería. (SERNAGEOMIN, 2012)

El aire fresco ingresa hacia el frente a través de la galería, la cual tiene una sección mucho mayor que el conducto de ventilación, por lo tanto, la velocidad y turbulencia del aire fresco será mucho menor; es así que un sistema aspirante por sí solo no es capaz de garantizar un buen barrido del tope, si este es de gran sección o si el conducto de aspiración no está situado en el mismo frente. Por ello, es conveniente adoptar una solución mixta, con un ventilador de refuerzo impelente que cree una turbulencia adecuada para garantizar la dilución de gases. El sistema requiere un conducto rígido (fabricado en acero, plástico o fibra de vidrio) o un conducto flexible reforzado. Si los sistemas requieren un gran caudal, su ejecución práctica puede ser problemática

técnicamente hablando, ya que necesitan presiones muy elevadas que conducen a la utilización de varios ventiladores en serie. (López, 2011).

Figura N°19. Sistema de Ventilación Aspirante.



Fuente: (SERNAGEOMIN, 2012)

2.2.6.3. RED DE VENTILACION.

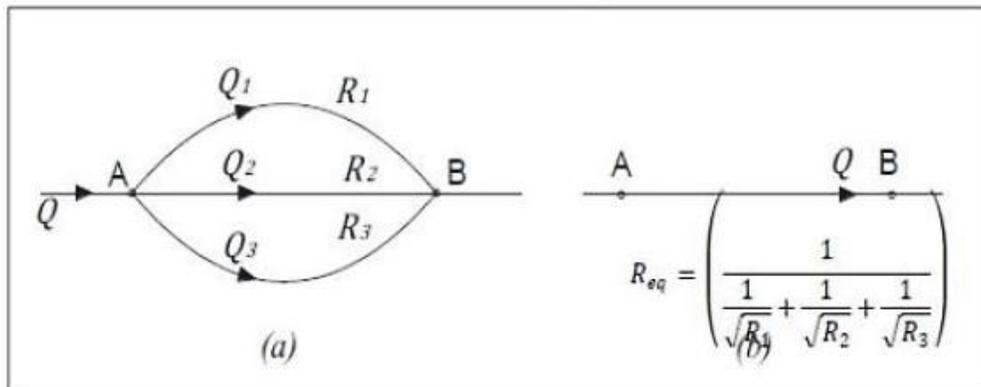
Según Jiménez, El objetivo de la red de ventilación es determinar el reparto de caudal de aire que ingresa a la mina entre sus labores, las cuales están diseñados para mantener el aire libre de contaminantes como polvo, polen, aire y otros gases que pueden causar problemas en el personal y comprobar que dichos caudales igualan o superan al requerido en la mina.

a). Circuito en paralelo

El diseño de una red de ventilación en paralelo implica la creación de múltiples rutas de ventilación que funcionan simultáneamente para distribuir el aire de manera equitativa a través de

la mina, el volumen total es la suma de los volúmenes que pasan por cada rama, así como se puede observar en la figura N°20.

Figura N°20. Circuito en paralelo



Fuente: (TORRES, 2016)

$$Q_t = Q_1 + Q_2 + Q_3 + \dots$$

La pérdida de resistencia es la misma a través de cualquier ramal.

$$P_t = P_1 + P_2 + P_3 + \dots$$

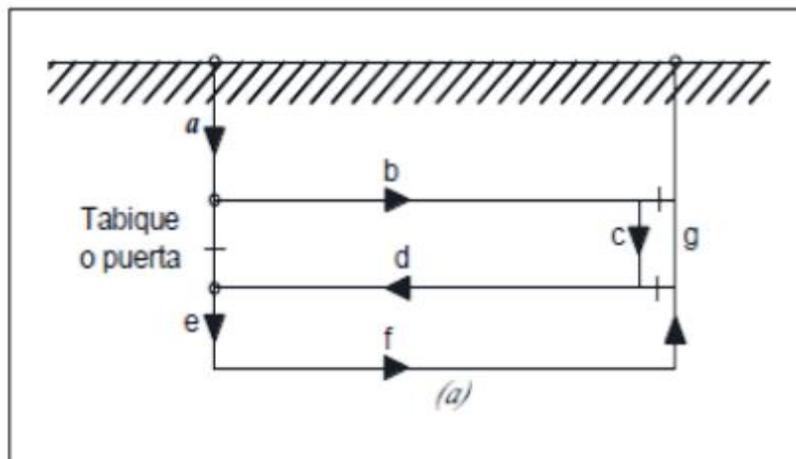
Sabiendo $P=RQ^2$, se puede decir que se puede saber que R y Q encuentran P sin usar la fórmula de resistencia. De lo anterior, también se puede decir:

$$\frac{1}{\sqrt{R}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \frac{1}{\sqrt{R_3}} + \dots$$

b). Circuito en serie.

El diseño de una red de ventilación en serie puede ser una solución efectiva en ciertas configuraciones de mina, proporcionando una forma simple y centralizada de gestionar el flujo de aire es decir que el aire que entra a la mina hasta que sale de la mina, la cantidad total de aire en todo el circuito es la misma. Sin embargo, este enfoque tiene limitaciones en términos de flexibilidad y eficiencia, por lo que es crucial evaluar las necesidades específicas de ventilación de la mina y considerar tanto las ventajas como las desventajas al elegir este tipo de sistema. Un monitoreo constante y un mantenimiento adecuado son esenciales para asegurar la efectividad y seguridad de una red de ventilación en serie.

Figura N°21. Circuito en serie



Fuente: (TORRES, 2016)

$$Q_t = Q_1 = Q_2 = Q_3 = \dots = Q_n$$

La resistencia total es igual a la suma de la pérdida o resistencia de cada canal por el que pasa el flujo, a saber:

$$P_t = P_1 + P_2 + P_3 + \dots + P_n$$

La relación entre (PT) y el caudal QT es la misma.

$$P_t = Q^2(R_1 + R_2 + R_3 + \dots + R_n)$$

Como todos los volúmenes son iguales se establece que:

$$R_e = R_1 + R_2 + R_3 + \dots + R_n$$

CAPITULO III

ASPECTOS GENERALES DEL AMBITO DE ESTUDIO

3.1. GENERALIDADES

3.1.1. UBICACIÓN

La Unidad Minera Carahuacra, de la Compañía Minera Volcán políticamente se encuentra ubicada en el Distrito de Yauli, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, a una altitud de 4200 m.s.n.m. Geográficamente se encuentra en el flanco oriental de la Cordillera Occidental de los Andes centrales del Perú; a 110 km, en línea recta, de la ciudad de Lima. Sus coordenadas geográficas son:

Cuadro N° 3. Coordenadas UTM WGS-84: (Zona 18 L)

Proyección	Universal Transversal de Mercator (UTM)
Datum Horizontal	WGS 84
Coordenadas UTM	8 703075.263 N – 384449.711 E
Rango altitudinal	Entre 4100 y 4200 m s.n.m.
Zona	18 L

Fuente: Elaboración Propia

3.1.2. VIAS DE ACCESO

Cuadro N° 4. Ruta de acceso

Via de acceso a la Mina Carahuacra			
Ruta-Tramo	Via Utilizada/Tipo de Via	Distancia (KM)	Tiempo de viaje
Lima - Oroya	Terrestre/Carretera asfaltada	175 Km	5 horas
Oroya - Mina Carahuacra	Terrestre/Trocha Afirmada	12 Km	40 min

Fuente: Elaboración Propia

3.1.3. CLIMA

El clima que se presenta en esta zona, es un clima generalmente frígido con precipitaciones sólidas de nieve y granizo intenso durante los meses de Diciembre, Enero, Febrero, Marzo, Abril, con una relativa disminución para los meses siguientes, en este periodo de calma se aprovecha para efectuar todos los trabajos de exploraciones superficiales durante el día, porque en las madrugadas y noches el frío es intenso y la temperatura puede descender bajo 0 ° c con vientos fuertes. (Volcan, 2022).

La vegetación es muy escasa típica de las regiones altas de puna, consiste principalmente de ichu alimento de alpacas llamas y vicuñas.

3.1.4. BREVE HISTORIA DE LA MINA CARAHUACRA

Volcan Compañía Minera es una empresa minera polimetálica y uno de los mayores productores de zinc, plomo y plata en el mundo. La Compañía está considerada como uno de los productores de menor costo en la industria debido a la calidad de sus depósitos de minera. (Volcan, 2022)

Volcan inició sus operaciones en 1943 en las alturas del abra de Ticlio. Todas las operaciones se encuentran en la Sierra Central de Perú e incluye las unidades económicas administrativas Yauli, Chungar, Alpamarca y Cerro de Pasco. Estas cuatro unidades incluyen en total diez minas subterráneas, dos minas a tajo abierto, seis plantas concentradoras y una planta de lixiviación. (Volcan, 2022)

La Unidad Económica Administrativa Yauli está conformada por las minas San Cristóbal, Andaychagua, Ticlio y Carahuacra; ubicadas en la provincia de Yauli, departamento de Junín. Los distritos mineros de Morococha y San Cristóbal, ubicados en Yauli y considerados de clase mundial, presentan mineralogías relacionadas a sistemas epitermales polimetálicos, cuerpos de reemplazamiento y sistemas de vetas polimetálicas, así como mineralización relacionada a pórfidos y skarns, lo cual indica el gran potencial del área. (Volcan, 2022)

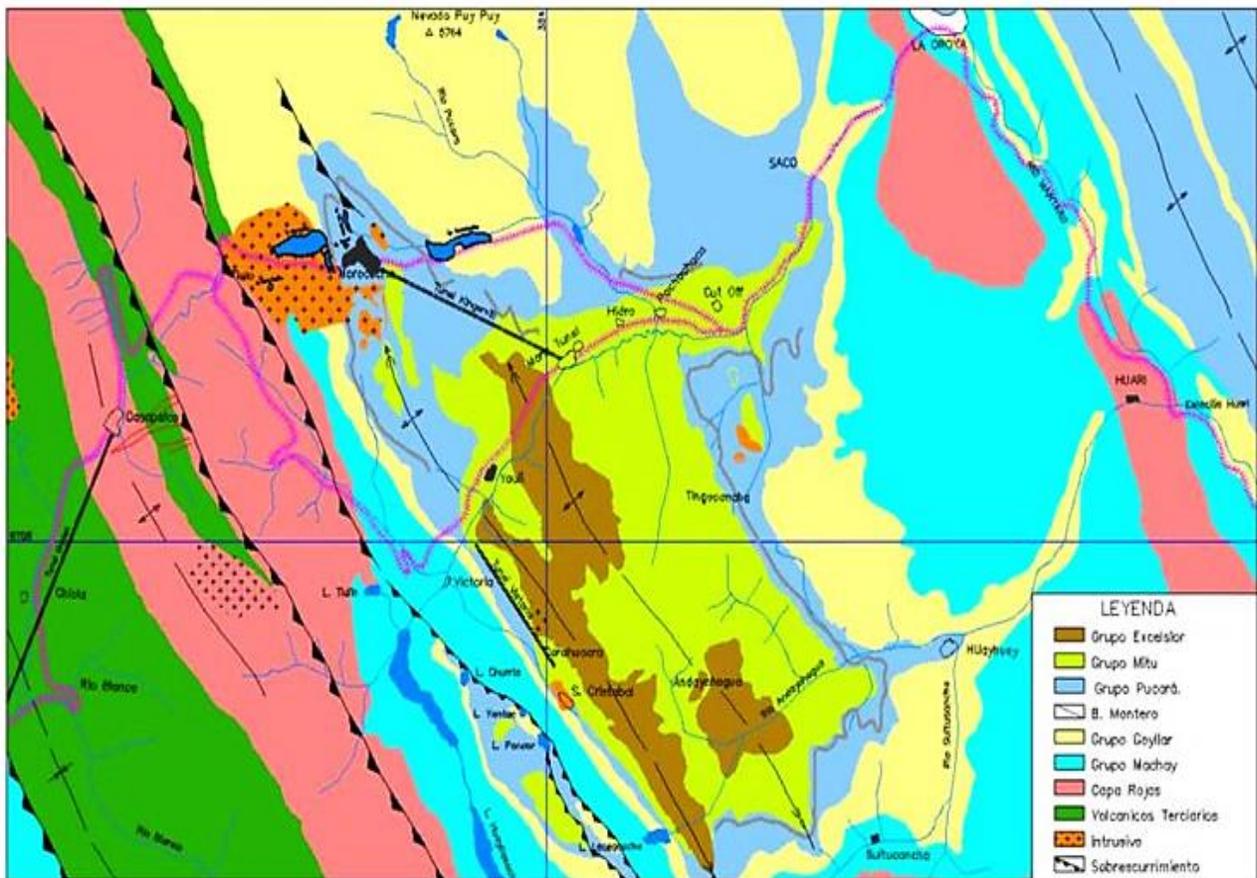
3.2. GEOLOGIA

3.2.1. GEOLOGIA REGIONAL

La mina Carahuacra está localizada en el flanco occidental del “Anticlinal de Yauli” que es una amplia estructura regional de naturaleza domática, así como se puede observar en la figura N°22. El Complejo Domal de Yauli se destaca como una característica geológica que emerge como una ventana hacia las formaciones paleozoicas en medio de la faja intracordillerana de formaciones mesozoicas, este complejo no solo ofrece una oportunidad para estudiar y comprender la historia geológica de la región, sino que también juega un papel en la exploración y explotación de recursos minerales. El Paleozoico tiene 2 pisos, el inferior formado por el grupo Excelsior y el superior por el grupo Mitú, el Excelsior está aflorando a lo largo del anticlinal de Chumpe en la parte oeste del domo y en el anticlinal de Ultimátum hacia el Este, el Mitú aflora en la mayor parte del domo. El

margen de esta área geográfica se caracteriza por la presencia de diversas formaciones mezozoicas, entre las que destacan el grupo Pucará, el grupo Goyllarisquizga, el grupo Machay y la formación Jumasha. Estas formaciones ofrecen una ventana invaluable hacia el pasado geológico de la región, brindando importantes pistas sobre su evolución a lo largo del tiempo. Además, la presencia de cuerpos intrusivos y capas extrusivas evidencian la actividad ígnea que ha moldeado el paisaje a lo largo de millones de años. (Volcan, 2022).

Figura N°22. Plano geológico regional



Fuente: Departamento de Geología de la Mina Volcan S.A

3.2.2. GEOLOGIA LOCAL

La secuencia estratigráfica presente en la mina Carahuacra revela una gran diversidad geológica, con la presencia de rocas sedimentarias y volcánicas que abarcan un amplio rango de edades, desde el Devónico hasta el Cuaternario. Estas rocas han sido sometidas a procesos geológicos intensos a lo largo de millones de años, dando lugar a una variedad de estructuras geológicas complejas. Entre estas estructuras, destaca el Anticlinal de Chumpe, cuyo eje se alinea de manera paralela con la estructura general de la cordillera de los Andes.

El distrito se destaca por su complejidad geológica, lo que ha propiciado la formación de una amplia gama de depósitos minerales que se dispersan a lo largo de las formaciones de rocas calizas y filitas. Entre estos yacimientos, la mina Carahuacra emerge como uno de los puntos más resaltantes, exhibiendo una estructura extensa que se despliega a lo largo de un vasto territorio de aproximadamente tres kilómetros. La riqueza mineralizada se manifiesta en una diversidad de formas y dimensiones, con vetas que varían en anchura según el tipo de roca y a lo largo de su extensión. Estas vetas, cuya potencia fluctúa desde unos pocos centímetros hasta varios metros, reflejan la complejidad del proceso geológico que las formó. Factores como la competencia de las rocas, el tipo de fractura (tensional o de cizalla) y las múltiples reactivaciones de dichas fracturas contribuyen a la variabilidad observada en las dimensiones de las vetas. Este fenómeno geológico subraya la intrincada interacción entre los procesos naturales que han dado forma a la geología del área, proporcionando un amplio campo de estudio.

En la formación como yacimiento, las vetas o filones fueron formadas principalmente por relleno de fracturas, siendo mejor mineralizadas aquellas que se formaron a lo largo de fracturas de tensión; las fallas de cizalla por contener mucho panizo no fueron bien mineralizadas o

pobrementemente mineralizadas. Las vetas se encuentran localizadas en todo el distrito minero, con su mayor desarrollo en los volcánicos del grupo Mitu. Los Mantos se encuentran localizados en el flanco oeste del anticlinal, en las calizas Pucará; a partir del contacto con los volcánicos Mitu, se ubican concordantemente con la estratificación. Los cuerpos, al igual que los mantos se encuentran localizados en el flanco oeste del anticlinal, en las calizas Pucará, y se forman por la unión de varios mantos o en la intersección de una veta con algún manto. (Volcan, 2022).

3.2.3. GEOLOGIA ECONOMICA

La zona se distingue por su complejidad geológica, un escenario donde una variedad de depósitos minerales se despliega ampliamente. Tras la fase final del plegamiento "Quechua" y la consiguiente formación de fracturas de tensión, tuvo lugar un periodo crucial de mineralización. Las soluciones residuales mineralizantes, probablemente originadas en los stocks de monzonita cuarcífera, penetraron el área, dando origen a la formación de vetas, mantos y cuerpos minerales. No obstante, es esencial señalar que en los últimos años se ha intentado explicar el origen de los mantos como fenómenos exhalativos-sedimentarios (mineralización jurásica), los cuales se habrían emplazado de manera conjunta con la deposición de las calizas, gracias al aporte de minerales provenientes de grifones. Por otro lado, la formación de los cuerpos minerales se interpreta como un sistema mixto, combinando elementos de la mineralización jurásica con procesos terciarios. Este complejo entramado geológico ofrece un terreno fértil para la investigación y comprensión de los procesos naturales que han moldeado la historia mineralógica de la región. (Volcan, 2022).

3.2.3.1. MINERALOGIA

El mineral más importante es la esfalerita asociada a galena pirita y marcasita, la ganga es el sílice corno chert de varios colores y en menor proporción cuarzo. El enriquecimiento secundario ha sido óxidos de fierro y magnesio, plata nativa, argentita y pirargirita.

La zonación de mineral nos indica el dimensiones verticales y horizontales. Así que los minerales comunmente existentes en el sistema de vetas son:

- Sulfuros: Blenda o esfalerita, galena, argentita, calcopirita, pirita, marcasita, estibina.
- Sulfosales: Pirargirita Ag_3SbS_3 comunmente llamada Plata roja oscura.
- Sulfatos: Baritina.
- Carbonatos: Perteneciente al Grupo de la calcita (siderita, rodocrosita).
- Óxidos : Grupo de la Hematita. Hematita (oligisto, especularita).

Grupo de las espínelas Magnetita.

3.2.3.2. RESERVAS DE MINERALES PROBADAS Y PROBALES

La meticulosa estimación de los recursos y reservas de Volcan al cierre del año 2023 se llevó a cabo siguiendo rigurosamente las mejores prácticas de la industria minera y los reconocidos estándares internacionales establecidos en el prestigioso JORC CODE. Este proceso de evaluación se rige como un pilar fundamental en el compromiso de transparencia y excelencia técnica de la compañía. Los resultados de esta estimación, que serán incluidos en el informe oficial de Glencore Zinc, cuentan además con el respaldo y aval de las sólidas prácticas implementadas por el equipo técnico de Glencore (Glencore Technical Services). Esta sólida base técnica garantiza la fiabilidad y precisión de los datos presentados, consolidando la reputación de Volcan como un actor

destacado en el sector minero, comprometido con los más altos estándares de calidad y responsabilidad.

Para la estimación de las reservas probadas y probables de las vetas Mary y Norita se tomó en cuenta las leyes cut-off promedios de los minerales plomo, zinc, cobre y la plata como mineral principal de explotación de la Mina Carahuacra, así como se muestra en el cuadro N° 5.

Cuadro N° 5. Ley cut-off de los minerales

Mineral	Oz Ag/TM	% Zn	% Pb	% Cu
ley cut-off	2.18	4.2	0.7	0.1

Fuente: Departamento de geología de Unidad Carahuacra

Para el proceso de definición de los recursos y las reservas probadas y probables, se emplearon softwares especializados (se cuenta con las licencias de los mejores softwares a nivel mundial, tanto en el área de geología como en el de planificación minera). (Volcán, 2022)

Cuadro N° 6. Reserva provada y probable de mineral de Carahuacra

Reserva	TM	Oz Ag/TM	% Zn	% Pb	% Cu
Probado	1,185,585	2.50	5.65	0.85	0.2
Probable	1,512,416	2.52	4.87	0.78	0.15
Total	2,698,001	2.51	5.19	0.82	0.17

Fuente: Departamento de geología de Unidad Carahuacra

3.2.3.3. CAPACIDAD DE PRODUCCION DE LA MINA CARAHUACRA

La explotación de mina Carahuacra se basa en cuatro estructuras principales, las cuales se explotan en forma mecanizada desde el año 2011, siendo las vetas mas importantes y que se desarrolla a lo largo de 800 metros, Veta ML, Veta Diana, cuerpo Huaripampa y el cuerpo Melissa.

La producción de mineral de esta unidad se ha ido incrementándose desde hace 11 años, es decir desde 151 600 TM/año de forma convencional el 2010 a 1 019 458 TM/año el año 2018 (casi el 672,5 % en ocho años) debido a su mecanización. Después esta decreció hasta el 2020 hasta alcanzar 760598 TM/año y su proceso de recuperación hasta el año 2023 llegando a producir hasta 1350000 TM/año tal como se muestra en el cuadro N°7.

Cuadro N° 7. Dato Histórico de producción de mina Carahuacra del 2010 al 2023

Año	TM/año
2010	151 600
2011	199 129
2012	237 534
2013	276 185
2014	345 863
2015	433 060
2016	639 320
2017	805 450
2018	1 019 458
2019	821 068
2020	760598
2021	838 996
2022	943663
2023	1350000

Fuente: Departamento de geología de Unidad Carahuacra

3.3. GEOMECANICA

3.3.1. CARACTERISTICAS GEOMECANICAS DE LA RAMPA

Para llevar a cabo una caracterización geomecánica efectiva del macizo rocoso en la rampa, se han empleado datos geomecánicos obtenidos de manera precisa durante las perforaciones diamantinas realizadas en la veta Norita y Mary. Estos datos han sido meticulosamente registrados en formatos especializados de mapeo geomecánico, los cuales han servido de base para la elaboración de planos geomecánicos detallados y precisos.

El diseño de la rampa 567 se ha realizado considerando una clasificación minuciosa de la roca en cinco grupos, tomando en cuenta la calidad predominante de la roca en la estructura mineralizada, así como las condiciones estructurales y la resistencia a la compresión simple. Esta clasificación ha sido fundamental para determinar el tipo de sostenimiento necesario para garantizar la estabilidad de las labores mineras. Es importante destacar que estos diseños de sostenimiento deben ser actualizados de forma regular, especialmente ante posibles cambios en las condiciones estructurales del macizo rocoso. Para este fin, se ha empleado el criterio de Bieniawski del año 1989 como referencia principal.

Según esta clasificación, se observa que un porcentaje significativo de las labores de infraestructura y explotación se encuentran en un rango de RMR entre 50 - 60, lo que las clasifica como roca tipo Regular B, clase III-B. Para este tipo de roca, se ha determinado que el sostenimiento adecuado implica un sistema de empernado sistemático en labores de infraestructura, complementado con reforzamiento de shotcrete.

Por otro lado, una proporción menor de labores se encuentra en un rango de RMR entre 30 y 40, clasificándose como roca tipo Mala A, clase IV-A. Para este tipo de roca, se recomienda un sostenimiento con shotcrete de 2” con fibra de acero y perno sistemático a 1.2m en labores de infraestructura, además de guardacabezas a 1.5m y puntales de seguridad a 1.5m en labores de explotación. Esta diferenciación en los tipos de sostenimiento garantiza una adecuada estabilidad y seguridad en las operaciones mineras, considerando las diversas condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

Cuadro N° 8. Características geomecánicas de la veta Mary

Sector	RMR	Calidad del macizo rocoso
Caja piso	33-57	IVA, IIIB y IIIA
Caja techo	32-58	IVA, IIIB y IIIA
Caja Techo alejada	51-59	IIIA
Mineral	24-57	IVB, IVA y IIIB

Fuente: Departamento de geomecánica de Unidad Carahuacra

Figura N°23. Sistema de clasificación RMR según Bieniawski-1989

SISTEMA CSIR DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA - ÍNDICE "RMR" (SEGÚN BIENIAWSKI - 1989)

Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca intacta (MPa)	Índice de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	No se usa; es preferible emplear UCS		
		Resistencia a la compresión uniaxial UCS	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
		Valuación	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		> 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Valuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)		> 2.00	2.00 - 0.60	0.60 - 0.20	0.20 - 0.05	< 0.05		
	Valuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
		Valuación	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Cerrada	< 0.1	0.1 - 10	10 - 5.0	> 5.0		
		Valuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrosa		
		Valuación	6	5	3	1	0		
		Releno	Sin relleno	Releno duro (< 5 mm)	Releno duro (> 5 mm)	Releno blando (< 5 mm)	Releno blando (> 5 mm)		
		Valuación	6	4	2	2	0		
		Descomposición	Fresca	Ligeramente descompuesta	Moder. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrem. descompuesta		
Valuación	6	5	3	1	0				
5	Agua freática	Caudal por 10 m de excavación (l/min)	0	0 - 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / Esfuerzo principal mayor σ_1	0.0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
		Valuación	15	10	7	4	0		

Corrección por orientación de discontinuidades (6)

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorables
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-50

Orientación de discontinuidades en un túnel

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento				
Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	10 - 81	60 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

Características geotécnicas

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de Auto Soporte (T. A. S.) y Vano	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m
Cohesión (Kp/cm ²)	> 4	4 - 3	3 - 2	2 - 1	< 1
Ángulo de fricción interna	> 45°	45° - 35°	35° - 25°	25° - 15°	< 15°

Fuente: geotecmin, 2020

3.3.2. PARÁMETROS GEOTÉCNICOS

a) Jn: Número de Familias

Cuadro N° 9. Cuadro valoración y nomenclatura para número de familias

Número de Familias	Jn	Abreviación
Roca Masiva sin o con pocas juntas	0.5-1.0	M
Una familia de juntas	2	1
Una familia de juntas más aleatorios	3	1a
Dos familias de juntas	4	2
Dos familias de juntas más aleatorios	6	2a
Tres familias de juntas	9	3
Tres familias de juntas más aleatorios	12	3a
Cuatro o más familias de juntas, aleatorios, roca muy fracturada	15	4
Roca Triturada casi suelo	20	4a

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.183.

b) Jr.: Coeficiente de Rugosidad

Cuadro N° 10. Cuadro valoración y nomenclatura para el coeficiente de Rugosidad

Rugosidad		
Contacto entre las dos caras	Jr	Abrev.
Contacto entre las dos caras antes del corte (10cm)		
Juntas discontinuas	4	A
Rugosas e irregulares, onduladas	3	B
Onduladas lisas	2	C
Onduladas, perfectamente lisas	1.5	D
Rugosas e irregulares, y planas	1.5	E
Lisa planar	1	F
Planas y perfectamente lisas	0.5	G
Sin contacto entre las dos caras	Jr	Abrev.
Juntas rellenas con material arcilloso que impide el contacto entre las dos caras	1	H
Material arenoso, de grava o triturado que impide el contacto entre las dos caras	1	J

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.184.

c) Ja: Coeficiente de alteración

Cuadro N° 11. Cuadro valoración y nomenclatura para el coeficiente de alteración

Alteración		
a. Contacto entre las dos caras	Ja	Abrev.
Juntas saneadas, duras, de relleno impermeable, no blandos	0.75	A
Juntas de paredes no alteradas, solo manchas en la superficie	1	B
Juntas de paredes levemente alteradas, con minerales arcillosos no blandos, partículas de arena, roca desintegrada sin arcilla, etc	2	C
Con revestimiento de limos, arena y arcilla, y pequeñas fracciones de arena (no blandos)	3	D
Con revestimiento de minerales arcillosos de baja fricción, por ejemplo, caolinita, mica. También clorita, talco, yeso y grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (revestimiento discontinuo), 1-2mm o menos	4	E

b. Contacto entre las dos caras antes del corte (10cm)	Ja	Abrev.
Partículas de arena, sin arcilla roca desintegrada, etc.	4	F
Con minerales arcillosos no blandos, fuertemente consolidados (continuos <5mm de espesor	6	G
Con minerales arcillosos blandos, con mediana o baja consolidados (continuos <5mm de espesor)	8	H
Con relleno de arcilla expansiva por ej. Montmorillonita (continuos<5mm de espesor). Los valores del Ja dependen del porcentaje del tamaño del de las partículas de arcilla expansiva, y el acceso al agua	8 --12	J
c. Sin contacto entre las dos caras	Ja	Abrev.
Zonas o capas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H y J para las condiciones de la arcilla)	6--8	K
Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeña fracción de arcilla (inablandable).	8--12	M
Zonas o capas gruesas y continuas de arcilla	10--13	O
P. (ver G, H, J para las condiciones de la arcilla).	6--24	P

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.184.

d) Tipo de Discontinuidad

Cuadro N° 12. Cuadro nomenclatura para discontinuidades

Tipo de discontinuidad	Abrev.
Venillas	V
Diaclasa	D
Zona de cizalla	Z
Contacto Litológico	C
Estratificación	E
Vetilla Mineral	M
Falla	F

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicas para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin) P.185.

Relacion de Q de Barton y RMR:

$$\text{RMR} = 9\log Q + 44 \text{ (Bieniawski, 1989).}$$

3.3.3. DIRECCIONES PREFERENCIALES DE AVANCE DE LAS EXCAVACIONES

Existen direcciones preferenciales en las cuales se puede alinear el avance de las excavaciones, de tal manera de lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular al sistema principal de discontinuidades estructurales, de manera contraria, las condiciones más desfavorables para la estabilidad ocurren, cuando se avanzan las excavaciones en forma paralela al sistema principal de discontinuidades. Según el modelo del arreglo estructural de la Mina Carahuacra presentado (Distribución de discontinuidades), se observan los principales sistemas de discontinuidades en las vetas Diana y María Luisa. En cuanto a la disposición estructural en ambas vetas, se observa una similitud con la orientación predominante de los sistemas principales en dirección NE-SW o viceversa, esta alineación proporciona una guía para el desarrollo y la planificación de las excavaciones, preferencialmente que el avance óptimo debería ser perpendicular a este patrón estructural. Por razones de orden técnico asociados a la operación y diseño de la mina, las direcciones de avance del minado de los tajeos están siendo desarrolladas paralelas a las vetas y el cuerpo mineralizado, en ese sentido durante la operación se tiene que tener en cuenta este aspecto ya que seguir esta dirección de avance no es la más favorable para la estabilidad de las excavaciones. Para nuevas excavaciones donde tengamos que elegir direcciones de avance, es recomendable seguir las direcciones preferenciales mencionadas líneas arriba.

3.3.4. ABERTURAS MÁXIMAS DE LAS EXCAVACIONES

Las excavaciones han sido divididas en tres categorías para llevar a cabo su evaluación:

A. Labores permanentes

Se incluyen aquí labores mineras de la infraestructura de la mina, así incluidas en estas rampas, túneles, cámaras de servicios para talleres, de salvataje, grifos, entre otras. Sus orientaciones, deberían ser preferentemente orientadas, para mejorar sus condiciones de estabilidad, velocidad de avance y sus necesidades de sostenimiento. De acuerdo con los resultados detallados de la clasificación y zonificación geomecánica, se ha determinado que las labores permanentes deben ser estratégicamente ubicadas en áreas específicas dentro de las galerías de la veta Norita y Mary. Estas áreas seleccionadas se caracterizan por la predominancia de masas rocosas de calidad Regular (IIIB). La planificación de las excavaciones ha considerado meticulosamente las máximas aberturas permitidas, ajustadas según los valores de RMR y la orientación de las discontinuidades presentes en el yacimiento.

En estas zonas de excavación, se requerirá la instalación de un sostenimiento permanente, diseñado para resistir la corrosión y capaz de soportar las cargas adicionales que puedan surgir debido a posibles cambios en las condiciones de esfuerzos a lo largo de la vida útil de la mina. Es esencial garantizar la durabilidad y seguridad de estas estructuras de soporte, asegurando así la estabilidad de las labores mineras en estas áreas críticas del yacimiento.

Cuadro N° 13. Abertura máximas de las labores permanentes

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura máxima (m)
DE-II	> 60	65	8.1
DE-IIIA	51 – 60	55	5.2
DE-IIIB	41 – 50	45	3.3

Fuente: Departamento de geo mecánica de Unidad Carahuacra

Las aberturas máximas mostradas corresponde a las labores que no requieren sostener, por decir, en el caso de RMR 53 de calidad Regular (IIIB), aberturas de 5,2 m o menos, en ellos solo será necesario según sea los casos particulares, mediante pernos helicoidales de una longitud de 8 pies cementado, en los cuales se debe tener en cuenta en aquellas zonas que cuentan con la presencia de cuñas en los techos y paredes. Según Grimstad y Barton en 1993.

B. Labores temporales

Dentro de esta unidad minera, encontramos labores temporales esenciales que incluyen galerías y cruceros que sirven como accesos a los tajeos, ya sea aquellos que contienen mineral o roca estéril. Estas galerías y cruceros, clasificados como labores temporales, desempeñan un papel fundamental al proporcionar al personal el acceso necesario para llevar a cabo sus tareas diarias en el interior de la mina. Gracias a estas estructuras de acceso, se facilita la movilidad y operatividad dentro del yacimiento y puedan realizar el desatado respectivo o para reforzarlo en solo algunos casos, garantizando un flujo de trabajo eficiente y seguro. Las aberturas de estas labores son de 4,5 m. de ancho, para la veta Mary de la unidad de Carahuacra.

En el cuadro N° 14 se presentan los estimados para el sostenimiento de labores de avance temporales, el cual podría incluir también a tajeos de alrededor de 4.5 m de ancho, que es común encontrar en mina Carahuacra principalmente en las vetas Diana y María Luisa. Teniendo en cuenta la calidad de macizo rocoso que se esperan encontrar durante la explotación de las distintas estructuras mineralizadas, en el cuadro N° 14 se muestra el sostenimiento recomendado para esta dimensión.

Cuadro N° 14. Sostenimiento recomendado para excavaciones de avances temporales

Dominio	RMR	Sostenimiento recomendado
DE – IIIA	51 – 60	Pernos sistemáticos de longitud de 8´ espaciados cada 1,5 m. Alternativamente puedes ser una capa de shotcrete de 2”.
DE – IIIB	41 – 50	Pernos sistemáticos de longitud de 8´ espaciados cada 1,5 m y malla metálica según sean los casos, reforzado con una capa de shotcrete de un espesor de 2”.
DE – IVA	31 – 40	Pernos sistemáticos de longitud de 7´ cada 1,0 m más malla metálica más 2” de shotcrete.
DE - IVB	21 – 30	Una capa inicial de shotcrete de un espesor de 2” más pernos sistemáticos de 7´, cada 1,0 m más malla metálica más shotcrete de 2” a 3”.
DE - V	<21	Una capa preventiva de shotcrete reforzado de 3” de espesor más pernos más malla más otra capa de shotcrete reforzado de 3” de espesor. De se necesario usar cimbras del tipo 6W20 espaciadas de 1,0 m a 1,5 m, o cuadros de madera, paquetes de madera, gatas, puntales y otros.

Fuente: Departamento de geo mecánica de Unidad Carahuacra

C. Tajeos

Antes del dimensionamiento de los tajeos, debemos determinar las aberturas máximas de ellos y el tiempo de autosostenimiento que se determinaran en base a su calidad del RMR de la masa rocosa. Para las vetas Norita y Mary en donde el mineral es de dominio Regular (IIIB). En cuadro N° 15, se tiene las aberturas máximas y los tiempos de autosostenimiento.

Cuadro N° 15. Aberturas máximas y tiempo de autosostenimiento para tajeos de Carahuacra

Dominio	Rango	Abertura máxima (m)	Tiempo de autosostenimiento
DE – IIIA	51 – 60	6,5 – 12,0	Desde veinte días hasta cinco días.
DE – IIIB	41 - 50	5,0 – 8,0	Desde una semana hasta veinte horas.
DE – IVA	31 - 40	3,0 – 5,0	Desde veinte horas hasta dos horas.
DE - IVB	21 - 30	2,0 – 3,0	Menos de una hora.

Fuente: Departamento de geomecánica de Unidad Carahuacra

Este cuadro por un lado da una idea de las aberturas máximas de los tajeos en la masa rocosa mineralizada de las Vetas Norita y Mary, y que condicionarán el tamaño de los tajeos, variando el ancho de los mismos entre 5.0 y 8.0 m para rocas del dominio DE-III A y entre 3.0 y 5.0 m para rocas del dominio DE-IV A. Por otro lado, nos indica el limitado tiempo de autosostenimiento, que obliga a utilizar sostenimiento artificial inmediato.

La última versión del método, elaborada tras un exhaustivo análisis de más de 350 casos históricos recopilados de diversas minas subterráneas en Canadá, ha evolucionado para tener en cuenta una amplia gama de factores que influyen en el diseño de tajeos. Se ha integrado información detallada sobre la estructura geológica y la resistencia de la masa rocosa, así como los esfuerzos que actúan alrededor de la excavación. Además, se considera el tamaño, la forma y la orientación de la excavación en sí misma. Esta meticulosa evaluación permite determinar con precisión si el tajeo podrá mantenerse estable sin necesidad de sostenimiento, si requerirá algún tipo de refuerzo estructural, o si será intrínsecamente inestable incluso con medidas de sostenimiento implementadas. Este enfoque integral y basado en datos empíricos garantiza una

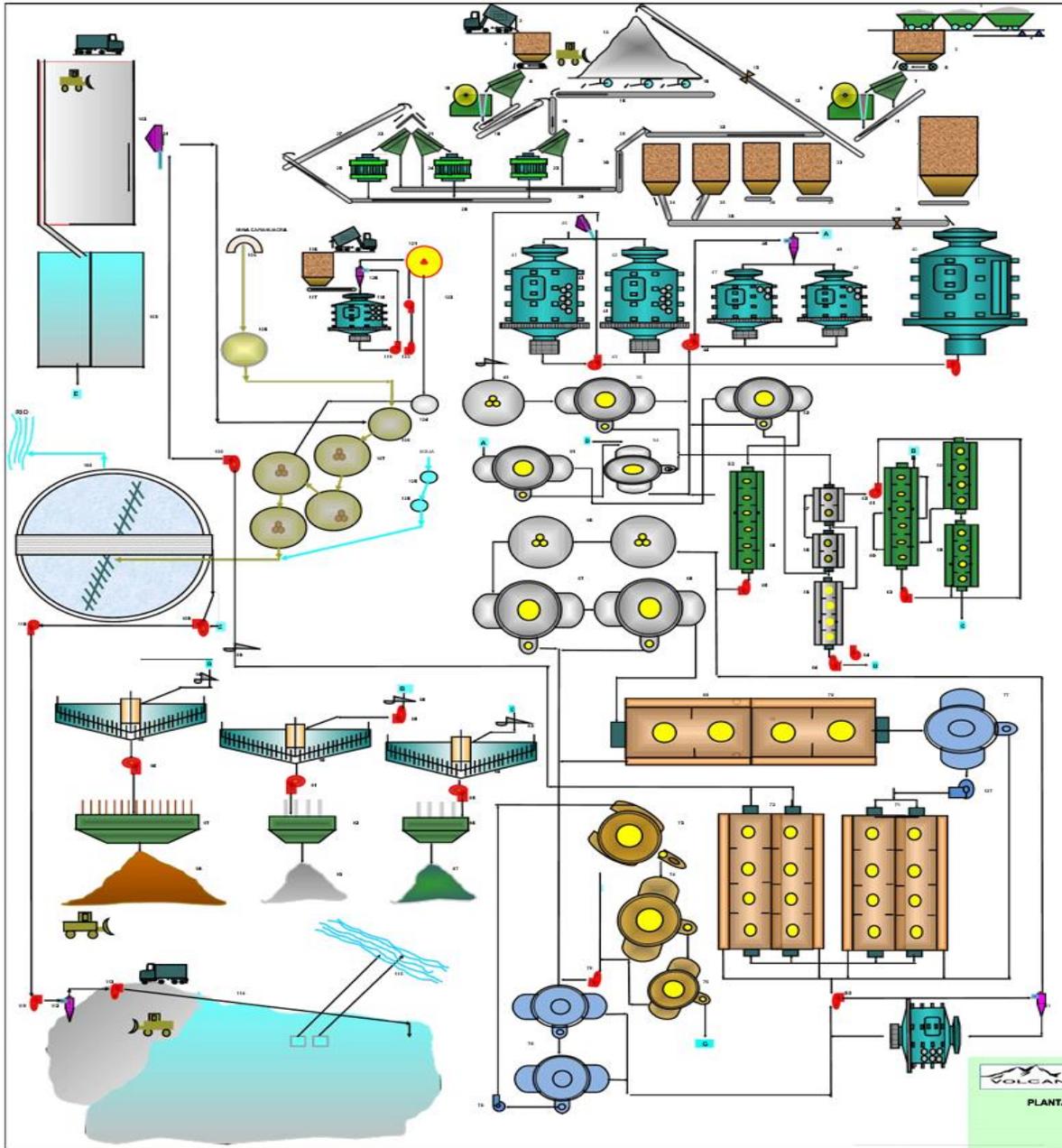
toma de decisiones informada y precisa en el diseño y planificación de las operaciones mineras subterráneas.

3.5. PLANTA CONCENTRADORA

3.5.1. DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA.

La descripción de la planta concentradora se resume con el FLOWSHEET representada en la figura N° 24, la cual muestra un diagrama de flujo de la Planta Concentradora Victoria de Volcan Compañía Minera S.A.A., mostrando los elementos como tolvas, alimentadores, bandas transportadoras, chancadoras, zarandas vibratorias, molinos, celdas de flotación, bombas, ciclones, tanques y otros equipos utilizados en el proceso de concentración de minerales.

Figura N°24. FLOWSHEET de la Planta Concentradora Victoria



Fuente: Volcan Compañía Minera S.A.A

En las dos plantas concentradoras de la mina Carahuacra, Planta Victoria y Planta Andaychagua alcanzaron una recuperación promedio de 92.3% para el zinc, 86.2% para el plomo,

52.4% para el cobre y 87.7% para la plata, y se logró un incremento respecto al 2022, en el que se obtuvieron recuperaciones de 91.6% para el zinc, 85.8% para el plomo, 51.7% para el cobre y 84.6% para la plata. (Volcan, 2023)

3.5.1.1. Planta Victoria

La planta concentradora Victoria posee una capacidad disponible de procesamiento de 931,000 TMA, como se muestra en el cuadro N°16. Durante el 2023, se modificó el flow sheet en la flotación de zinc para la implementación de las celdas RCS-100 y RCS-30 en los circuitos Rouger, Scavenger y Cleaner, con el objetivo de mejorar la recuperación e incrementar la calidad del concentrado de zinc.

3.5.1.2. Planta Andaychagua

La planta concentradora Andaychagua con una capacidad de tratamiento de 419,000 TMA, como se muestra en el cuadro N°16. Se realizó la prueba a nivel industrial con leyes de cabeza entre 7% y 8% de zinc, y se obtuvieron resultados con un tratamiento de 122 tmsph y una recuperación de 93.8% para leyes de cabeza entre 6% y 7%. Asimismo, se optimizó el circuito de limpieza de zinc para evacuar en menor tiempo el concentrado y disminuir los valores metálicos en el relave.

Cuadro N° 16. Tonelaje tratado en Yauli por planta concentradora

Planta	Toneladas tratadas (TM/año)	Concentrado Zn (TM/año)	Concentrado Pb (TM/año)	Concentrado Cu (TM/año)
	2023	2023	2023	2023
Victoria	931000	125000	18000	7900
Andaychagua.	419000	65000	14000	0
Total	1350000	190000	32000	7900

Fuente: Area de produccion carahuacra

CAPITULO IV

DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567 EN LA MINA CARAHUACRA

4.1. PLANEAMIENTO DE DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567.

Para el planeamiento del diseño y construcción de la rampa 567, se tuvieron las siguientes consideraciones:

- Buscar reducir al mínimo la extensión de la rampa, sin afectar su funcionalidad. Esto implica encontrar la longitud más corta posible que aún cumpla con los requisitos necesarios.
- La gradiente debe ser la óptima para desarrollar velocidad de 20 a 30 km/hora y que todos los vehículos no tengan dificultad para subir.
- Los radios de curvatura mínimo deben de tener una amplitud suficiente y necesaria para que todos los vehículos puedan girar libremente sin retroceder y evitar accidentes.
- Diseñar la sección transversal de la rampa debe ser optima para garantizar un espacio óptimo que permita la circulación fluida de todos los vehículos y equipos mineros. Esto implica encontrar un equilibrio adecuado entre el ancho y la altura de la sección, priorizando una altura mínima que sea compatible con las necesidades operativas

- Se busca minimizar la necesidad de realizar trabajos de sostenimiento, prefiriendo desviar la rampa hacia áreas con condiciones geológicas más estables y con capacidad de auto soporte. Este enfoque no solo mejora la seguridad y eficiencia de las operaciones mineras, sino que también contribuye a optimizar los recursos y reducir los costos asociados con la construcción y mantenimiento de las infraestructuras subterráneas.

El desarrollo de la rampa 567 y labores mineras necesarias para la explotación de la veta Mary y Norita, se desea realizar durante el año 2024.

4.2. FACTORES QUE DETERMINAN LA ELECCION DE LA RAMPA

4.2.1. FACTORES GEOLÓGICOS

La calidad de la roca y su estabilidad determinan el tipo de sostenimiento necesario y el ángulo de inclinación posible para la construcción de la rampa.

La presencia de agua subterránea, puede afectar la estabilidad de la rampa y requerir sistemas de drenaje adicionales.

4.2.2. FACTORES DE DISEÑO Y ESTRUCTURA DE LA MINA

La profundidad a la que se encuentra el mineral influye en la longitud y el ángulo de la rampa.

La configuración del cuerpo mineral así como su forma y tamaño del depósito influyen en la ubicación y diseño de la rampa para permitir un acceso eficiente.

La elección del método de minado será importante porque dependiendo de este método (corte y relleno, sublevel stoping, etc.), se ajustará el diseño de la rampa.

4.2.3. FACTORES OPERATIVAS

Estos factores implican el tráfico y capacidad de transporte; es decir, la rampa debe soportar el tráfico de vehículos, como camiones y equipos de carga y transporte. El ancho y la pendiente deben ser adecuados para el tipo y volumen de tráfico esperado.

En cuanto a la seguridad y ventilación de la rampa, esta debe permitir una ventilación adecuada para la evacuación de gases y el acceso seguro del personal. Además, debe incluir salidas de emergencia y áreas seguras.

4.2.4. FACTORES ECONÓMICOS

Los costos de construcción y mantenimiento de la rampa, incluyendo el sostenimiento del terreno y el drenaje, son importantes. La optimización del diseño puede reducir estos costos.

La eficiencia del transporte de material desde el frente de mina hasta la superficie tiene un impacto significativo en los costos operativos. Un diseño adecuado puede minimizar estos costos.

4.2.5. FACTORES TECNOLÓGICOS Y EQUIPAMIENTO DISPONIBLE

El equipamiento de excavación y transporte es importante, de esto depende las capacidades y limitaciones del equipo disponible, los cuales influirán en el diseño de la rampa.

4.2.6. FACTORES HUMANOS

La rampa debe facilitar el trabajo seguro y cómodo para el personal, la ergonomía y comodidad del personal deben ser tomados en cuenta.

La capacitación y experiencia, así como la habilidad del equipo humano en la operación de rampas tendrá una influencia en su diseño.

4.2.7. FACTORES AMBIENTALES Y REGULATORIOS

Minimizar el impacto ambiental es fundamental. La ubicación y diseño de la rampa deben considerar el manejo de residuos y el control de la contaminación.

El diseño debe cumplir con las regulaciones y normas de seguridad y ambientales establecidas por las autoridades competentes.

4.3. PARAMETROS DE DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567.

4.3.1. TIPO DE RAMPA

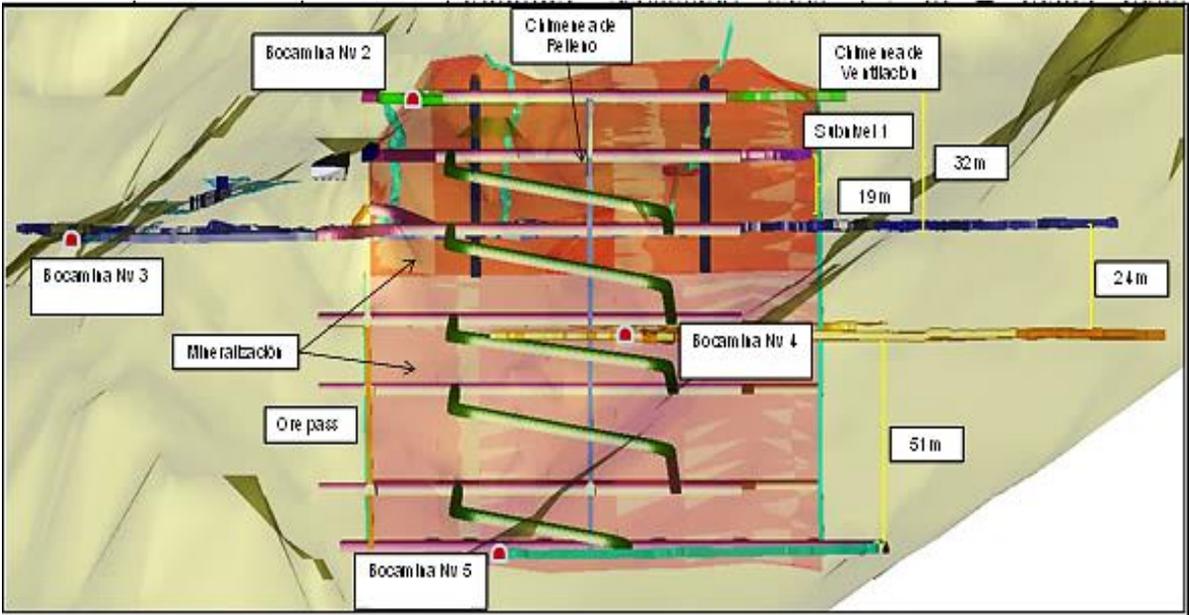
En la ejecución de la Rampa 567, el tipo de rampa a seleccionar será el del tipo “zig zag” su construcción se ejecuta en roca regular A y regular B de clase III con un RMR desde 40 a 60, con rumbo SW con la condicionante que sea paralelo a la mineralización a una distancia entre 10 m a 45 m.

El tipo de rampa seleccionado es uno de los más comúnmente utilizados por empresas mineras que emplean el sistema de minería trackless. Este diseño de rampa en forma de zigzag ha demostrado ser altamente efectivo en entornos subterráneos, ofreciendo una solución robusta y

adaptable a diversas condiciones geológicas y operativas. La disposición en zigzag permite una distribución óptima del tráfico de vehículos y equipos, así como una adecuada ventilación y acceso a diferentes niveles de la mina. Esta versátil configuración se ha convertido en una elección común entre las compañías mineras que buscan maximizar la eficiencia y la seguridad en sus operaciones mineras y tiene las siguientes características:

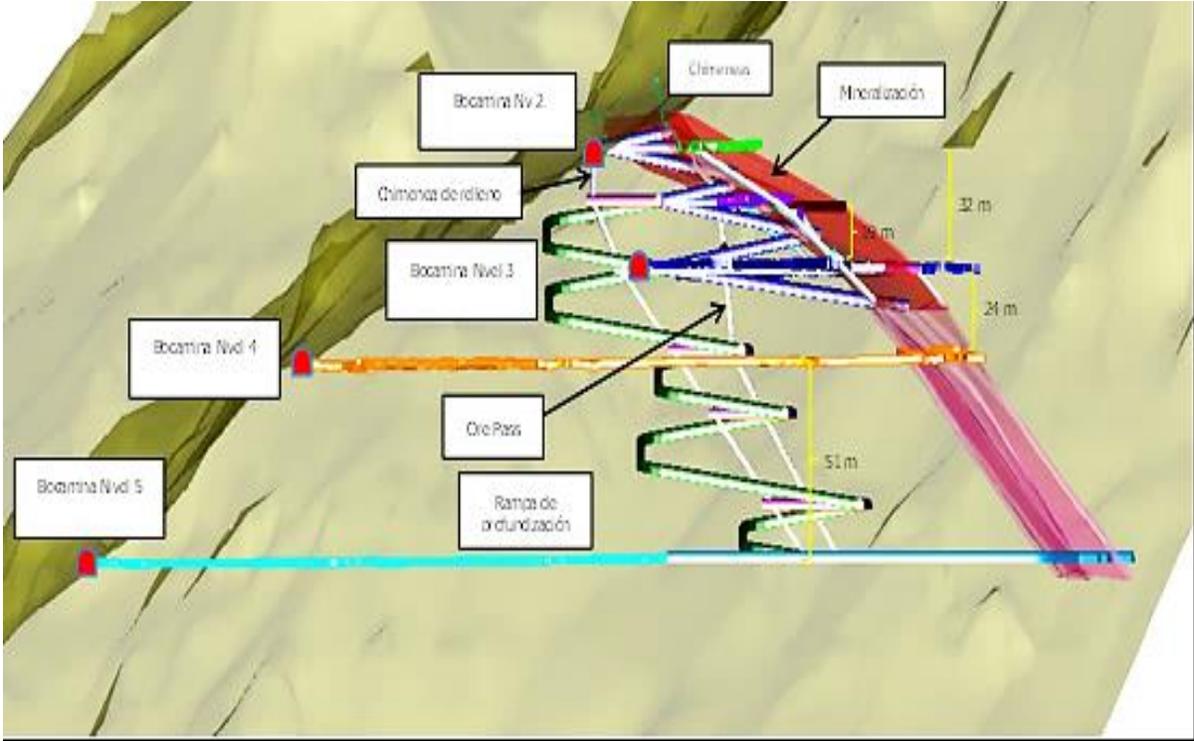
- El desarrollo por lo general empieza de la superficie a un costado de la zona mineralizada y la longitud de la rampa va a depender de la longitud de la veta o cuerpo.
- La rampa entra con una pendiente en promedio de 12 % y llega a disminuir dicha pendiente en las curvas.
- La construcción de la rampa se lleva a cabo en material estéril, en rocas duras y competentes, siguiendo la experiencia que nos indica la conveniencia de realizarla, de forma paralela a la dirección de la veta o cuerpo mineralizado, preferiblemente en la caja piso, en la medida de lo posible.
- Las dimensiones de las secciones de la rampa se determinan en función de diversos factores previamente mencionados en el diseño. Además, se planifica el acceso a las zonas mineralizadas a través de cruceros o ventanas que parten desde estas rampas, facilitando así la operatividad y la extracción de mineral de manera eficiente.

Figura N°25. Rampa en Forma de Zig Zag



Fuente: Mina Carahuacra

Figura N°26. Rampa en Forma Zig Zag

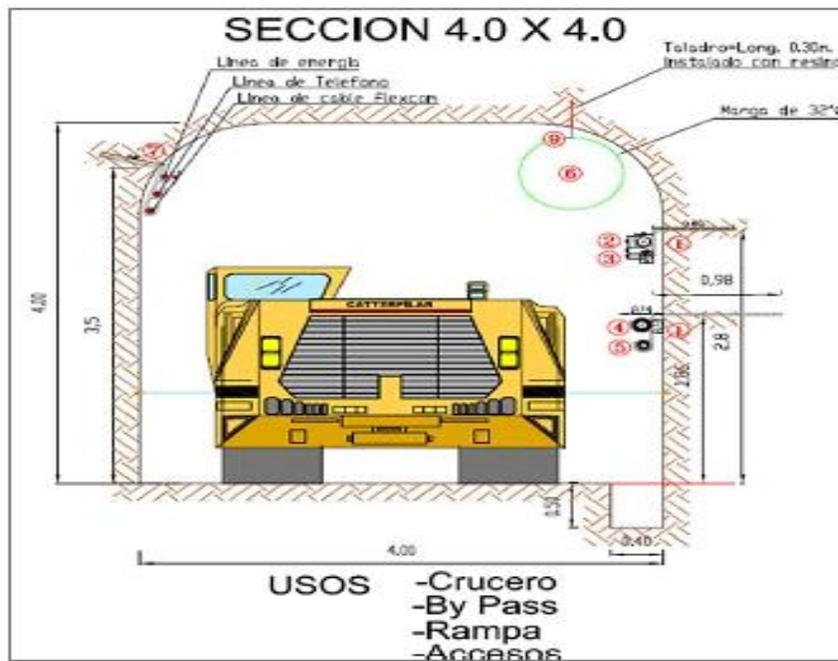


Fuente: Mina Carahuacra

4.3.2. DIMENSION DE LA RAMPA 567.

a). **Sección:** Las dimensiones de la rampa varía principalmente de acuerdo a la capacidad de producción que se determine, y de acuerdo a las características geomecánicas del terreno con las cuales también elegiremos el tamaño del equipo a emplear, así como se muestra en la figura N°27. El proyecto tiene una sección de 4.5 metros por 4.5 metros, partiendo del Bypass NV 1020.

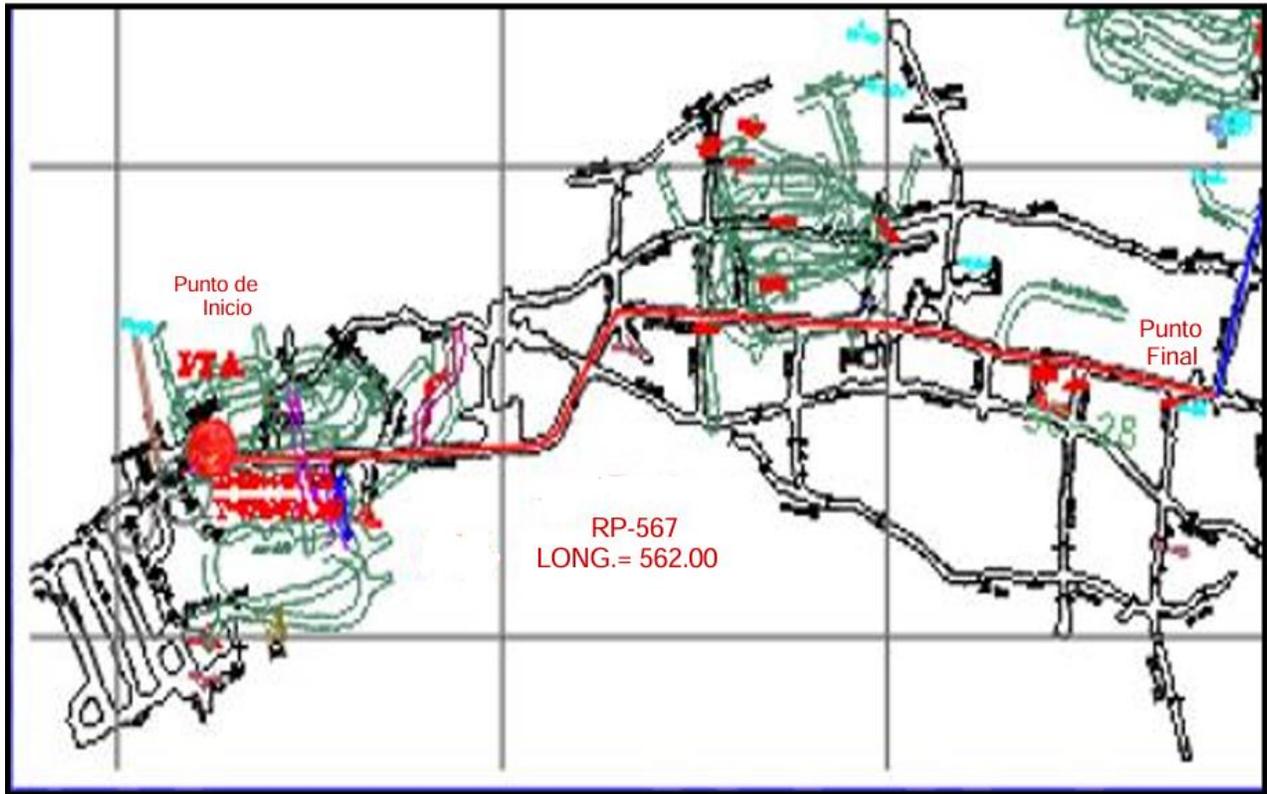
Figura N°27. Sección en Labores



Fuente: Mina Carahuacra

b) **Longitud total de la rampa:** La longitud de la rampa para este proyecto tendrá una longitud aproximada de 562 metros, así como se muestra en la figura N°28.

Figura N°28. Longitud de la rampa 567.



Fuente: Elaboración Propia “Software AutoCAD 2019

4.3.3. PENDIENTE DE LA RAMPA 567.

De acuerdo a CEFORM (2012), Cada rampa subterránea tiene una pendiente más favorable, el cual se conoce como: gradiente óptima. Esta gradiente óptima dependerá principalmente de su costo de producción o desarrollo por metro de avance vertical. Así también, del futuro costo de transporte que deriva de la distancia o longitud total de la rampa.

Cada rampa tiene una gradiente más favorable a su gradiente óptima. Entonces cuando la gradiente aumenta tiene efecto en la disminución de la producción y genera un mayor costo de

operación por hora. La gradiente óptima está entre 8 % a 10 %, pero mayormente oscila entre 10 % y 15 %, siendo en nuestro país la gradiente promedio de 12 %, con resultados satisfactorios.

La gradiente elegida para el Proyecto de la Rampa 567 será de 12% y en las curvas 8%.

4.3.4. RADIO DE CURVATURA DE LA RAMPA 567

Es recomendable que las rampas sean lo más rectas posible, o que, en caso de incluir curvas, estas cuenten con un radio de curvatura amplio. La elección de estos radios se realiza teniendo en cuenta los equipos que se utilizarán en la operación minera. Por lo general, se prioriza el radio de curvatura interno, ya que ofrece la comodidad óptima para evitar choques accidentales u otros inconvenientes que puedan interrumpir el tránsito normal de vehículos y equipos. Es fundamental que este radio sea lo suficientemente amplio para permitir la circulación sin obstrucciones. Para determinar el radio de curvatura óptimo en una mina, se seleccionará el radio interno del equipo más grande en longitud que se empleará en la operación, garantizando así un diseño de rampas que se adapte perfectamente a las necesidades logísticas y de movilidad en el entorno minero, así como se muestra en la figura N°29.

Figura N°29. Radio de Curvatura



Fuente: Mina Carahuacra

Para los cálculos se tomará el radio de curvatura promedio que se obtiene por la siguiente fórmula:

$$RP = \frac{RI + RE}{2}$$

Donde:

Ri: radio interno

Re: radio externo

Rp: radio de la rampa

En nuestro caso: Radio Promedio = 14.5 m

4.3.5. PERALTE Y DECLIVE DE LA RAMPA 567.

e) **Peralte:** En el diseño de rampas, el peralte tiene por finalidad evitar posibles volcaduras de vehículos, ya que permite contrarrestar la fuerza centrífuga generada por el paso del equipo a través de una curva. Para calcular el peralte adecuado, es necesario considerar tanto las fuerzas centrífugas como las gravitacionales, garantizando así una circulación segura y estable en todas

$$h = \frac{V^2 \times a}{R \times g}$$

donde:

h: peralte en (m)

V: velocidad en m/s

R: radio de curvatura promedio (m)

g: aceleración de la gravedad en m/seg²

a: ancho de labor en m

f) **Declive:** El declive de la rampa, que determina la pendiente a lo largo de su desarrollo, cumple una función la cual es el drenaje del agua acumulada. Generalmente oscila entre un 0 % y un

máximo de 5 % (que equivale a un declive de 0 a 17,50 cm por cada metro). Esta inclinación se mantiene constante a lo largo de toda la longitud de la rampa hasta su finalización. Aunque este parámetro es poco utilizado en ciertos casos, como cuando la rampa cuenta con un piso plano del 0 %, o cuando se eliminan en las curvas, es esencial considerarlo en entornos donde la presencia de agua pueda afectar la seguridad y operatividad de la mina.

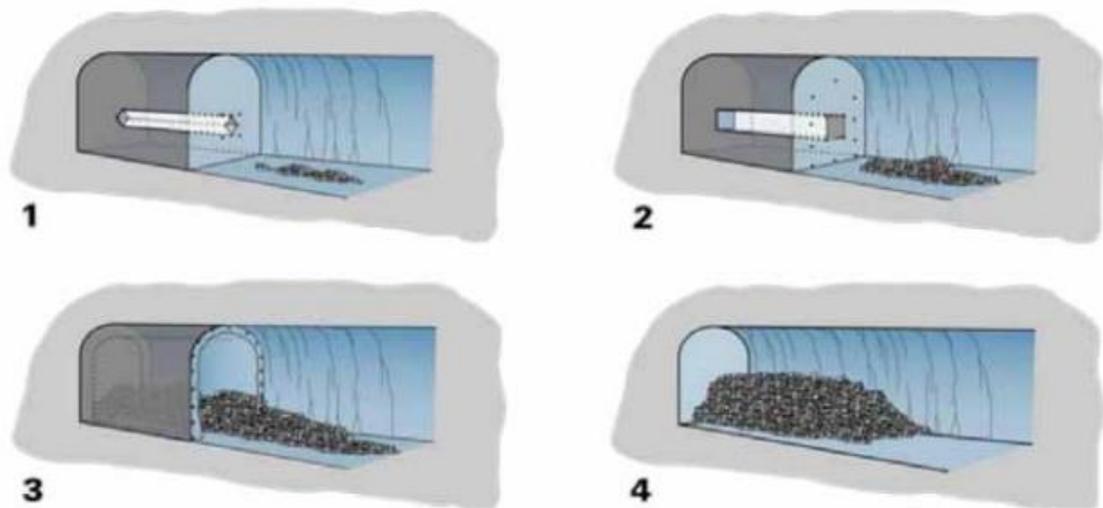
4.4. DISEÑO E INGENIERIA PARA LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567.

4.4.1. SELECCIÓN DEL METODO DE DISEÑO PARA EJECUCION DE LA RAMPA 567.

La Rampa 567 en la mina Carahuacra se construirá utilizando equipos mecanizados, mediante el método a sección completa, las dimensiones de la excavación nos permiten utilizar este tipo de método, la voladura que se empleará será una voladura de precorte, que consiste en una secuencia de encendido la cual tiene que crear progresivamente caras libres para facilitar la detonación de los siguientes taladros los cuales seguirán un orden en función de la posición y la carga de los taladros (o grupos de taladros) conformados, así como se muestra en la figura N°30.

Se deberá realizar los taladros de alivio, los cuales crearan una cara libre por medio de uno o varios taladros vacíos. Después deberán iniciarse los taladros del arranque. Seguidamente se dispararán los taladros de ayuda, que son lo que poseen una mayor cara libre ya creado por el arranque, después los cuadradores (hastiales), luego se deben iniciar los taladros de corona, por último, se iniciarán los taladros de arrastre.

Figura N°30. Secuencia de voladura de precorte



Fuente: Atlas Copco

4.4.1.1. CICLO DE EXCAVACION DE RAMPA.

Para la construcción de una rampa se cumplirá con el ciclo de minado establecido de acuerdo a la disponibilidad de suministro de agua, aire y equipos de limpieza cuyo orden consecutivo es como sigue.

a) PERFORACIÓN

Se utilizan jumbos electrohidráulicos de uno y dos brazos electrohidráulicos y equipos Boomer electrohidráulicos para perforación de taladros largos con barras T38 de 1.50 metros de longitud, con un rendimiento promedio de 90 metros por guardia. (Carahuacra, 2022).

b) VOLADURA

Los explosivos utilizados en la mina Carahuacra son: Emulsión encartuchada, EMULSION 1.1/2"12" de 1.12g/cm³, Accesorios: Cordón Detonante N°5 Normal 5g/M 7000m/s, detonador Eléctrico N° 18.0M Ret 25MS, y mecha rápida. (Carahuacra, 2022). Se dará alcance con mayor detalle sobre la voladura en el capítulo IV, diseño de mallas de perforación.

c) VENTILACIÓN

El sistema de ventilación de la Mina Carahuacra es mecánico el cual está sujeto a la operación de ventiladores principales siendo estos extractores de aire viciado; instalados todos ellos a una cota de 4500 msnm.

El ingreso principal de aire limpio se da principalmente por:

- Boca mina túnel Victoria.
- Boca mina 300.
- Boca mina 995.
- Nivel 820.
- Rampa 387.
- Rampa 650.
- Pique Huaripampa.
- Pique de menor cuantía.

El egreso de aire viciado se da mediante chimeneas que llegan hasta los niveles más profundos de la mina básicamente en las rampas 650 y 387.

Se cuenta con el sub nivel de extracción 3850 en la parte baja de la mina y la rampa 850 en la parte alta a ambas llegan un conjunto de chimeneas las cuales convergen en las dos rampas mencionadas para luego estar conectadas a las chimeneas de extracción en los siguientes Raise Boring:

- Chimenea RB 847.
- Chimenea RB 848.
- Chimenea RB 823.

En la chimenea RB 823 se encuentran instalados 02 ventiladores principales de marca española Zitron de 150 K CFM c/u.

En la chimenea RB 848 se encuentran instalados 02 ventiladores principales de marca peruana Airtec de 150 K CFM c/u.

En la chimenea RB 847 se encuentra instalado 01 ventilador de 120 K CFM de marca Airtec. (Carahuacra, 2022)

Para el cálculo de los caudales de ingreso de aire fresco se realizaron mediciones en 08 puntos de monitoreo, las salidas se midieron tanto en las cabezas de las RB 823, RB 847 y RB 848 como en puntos en interior mina. (Carahuacra, 2022).

➤ **CAUDAL DE AIRE REQUERIDO PARA VENTILACION.**

Cuando las minas se encuentren hasta un mil quinientos (1500) metros sobre el nivel del mar, en los lugares de trabajo la cantidad mínima de aire necesaria por hombre será de tres (03) metros cúbicos por minuto. En otras altitudes la cantidad de aire será de acuerdo a la siguiente escala:

De 1500 a 3000 msnm, aumentará en 40% que será igual a 4 m³/minuto.

De 3000 a 4000 msnm, aumentará en 70% que será igual a 5 m³/minuto.

Sobre los 4000 msnm, aumentará en 100% que será igual a 6 m³/minuto.

En el caso de emplearse equipos diésel, la cantidad de aire circulante no será menor de 3 m³/min por cada HP que desarrollen los equipos. (MEM, 2017).

Cuadro N° 17. Cuadro de caudal de aires según cota.

DATOS	
Cota msnm	m ³ /min
0 a 1499	3
1500 a 2999	4
3000 a 3999	5
> 4000	6

Fuente: Elaboración propia.

Nota: Art. 247 del D.S N°024-2016-EM que aprueba el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. En ningún caso la velocidad del aire será menor de veinte (20) metros por minuto ni superior a doscientos cincuenta (250) metros por minuto en las labores de explotación, incluidos el desarrollo, preparación y en todo lugar donde haya personal trabajando. Cuando se emplee explosivo ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no será menor de veinticinco (25) metros por minuto. (MEM, 2017).

➤ CAUDAL DE AIRE SEGÚN PERSONAL

El caudal requerido para el personal es de 5721 cfm, así como se muestra en el cuadro N° 18.

Cuadro N° 18. Caudal requerido para personas.

PERSONAL			
EMPRESA	PERSONAS	CAUDAL	
Supervision volcan	3	Q = N x 6	
Empresa contratista 1	14	Q=27x6	
Empresa contratista 2	10	m3/min	cfm
Numero total de personas	27	162	5721

Fuente. Elaboración propia

Factor de conversión de m3/min a CFM

$$1 \text{ m}^3/\text{min} = 35.31467 \text{ CFM}$$

Nota: El cálculo de caudal de aire requerido para las personas en interior mina está en función al D.S 0024-2016-EM para una cota mayor a 4000 msnm.

➤ CAUDAL DE AIRE SEGÚN EQUIPOS.

El caudal requerido para los equipos diésel es de 71152 cfm, así como se muestra en el cuadro N° 19.

Cuadro N° 19. Hp Efectivos de equipos Diesel.

EQUIPOS					
CANTIDAD	EQUIPO	CAPACIDAD	HP	FS	HP. Efectivo
1	JUMBO BOOMER M	17 FT	74	0.05	3.7
1	SCOOP TAM130E	4 Yd3	265	0.8	212
1	SCALER DS25		110	0.3	33
1	ROBOT LANZADOR ALPHA 2.0		145	0.2	29
1	DUMPER TAM146D	12 Yd3	393	0.3	117.9
1	VOLVO INTERCULER BGT26	30 TM	460	0.6	276
			1447		671.6

Fuente. Elaboración propia

Nota: Los Hp efectivos fueron calculados tomando en cuenta el Factor de Simultaneidad.

Entonces el caudal de aire requerido para estos equipos estará dado por la siguiente formula:

$$Q = HP \times 3 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q = 671.6 \times 3 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q = 2014.8 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q = 2014.8 \times 35.31467 = 71152 \text{ CFM}$$

Nota: El caudal de aire requerido está en función a la suma de Hp Efectivos de los equipos y al caudal requerido por Hp.

➤ CAUDAL DE AIRE PARA DILUIR EXPLOSIVOS

El caudal de aire necesario para diluir explosivos es de 13998.7 CFM. así como se muestra en el cuadro N° 20.

Cuadro N° 20. Caudal para dilución de explosivos

DILUCION DE EXPLOSIVOS		
Caudal	m³/min	CFM
Q = Vmin x A	396.4	13998.7
Vmin = 20 m/min		
A= 19.82 m ²		

Fuente. Elaboración propia

Nota: El caudal requerido está en función a la velocidad mínima de aire para dilución de los gases producidos por las emulsiones según D.S 024-2016-EM.

➤ **CAUDAL REQUERIDO**

El caudal total requerido será de 90871.7 cfm. así como se muestra en el cuadro N° 21.

Cuadro N° 21. Caudal requerido para la Rampa.

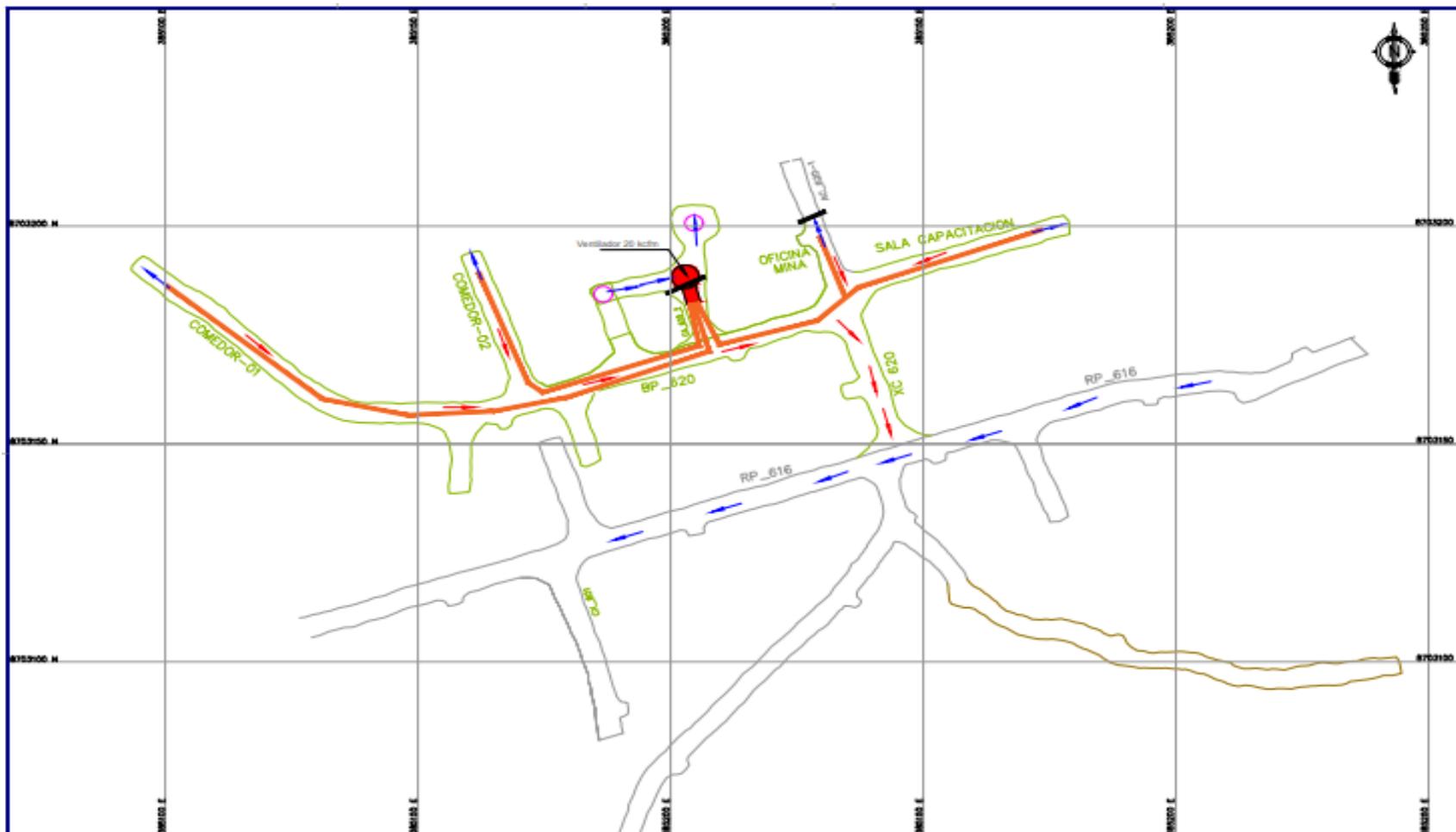
PARAMETROS DE CALCULO			
	SIMBOLOGIA	UNIDAD	VALOR
SECCION PROMEDIO DE LABOR	A	m2	19.82
TIPO DE EXPLOSIVO	TE		Emulsiones
VELOCIDAD MINIMA DE AIRE	V	m/min	20
NUMERO DE TRABAJADORES/GDIA.	N	und	27
POTENCIA TOTAL DE EQUIPOS	HP	HP	671.6
TIEMPO DE VENTILACION MINIMA	T	min	60
CAUDAL REQUERIDO PARA DILUCION DE EXPLOSIVOS	Qhd	cfm	13998.7
CAUDAL REQUERIDO EN PERSONAL	Qhp	cfm	5721
CAUDAL REQUERIDO EN EQUIPOS	Qhe	cfm	71152
CAUDAL REQUERIDO	Qr	cfm	90871.7

Fuente. Elaboración propia

Nota: El caudal de requerido se calcula mediante la suma del caudal para las personas, equipos. Ya que el caudal necesario para la dilución de gases de voladura es menor que la suma de los anteriores.

Por lo tanto se utilizara 01 de ventilador axial de 120 K CFM de capacidad, de marca Airtec, caracterizado por su gran eficiencia, este tipo de ventilador es utilizado en otras labores de explotación de la Mina Carahuacra.

Figura N°31. Circuito de ventilacion en la rampa



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCAD 2019"

d) DESATADO

Previa a la perforación de techo se realiza el desatado de rocas en el techo y los hastiales de forma mecanizada con equipos Skyler.

e) SOSTENIMIENTO

El sostenimiento de las labores en la mina Carahuacra, se realizan con shotcrete vía húmedo mecanizado, perno más malla electrosoldada, cimbras, expambol, hidrabolt y Split set, toda la instalación se realiza de forma mecanizada con Boolters. (Carahuacra, 2022)

- Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

La estructura del macizo rocoso abarca una amplia gama de características geológicas, que incluyen fallas, diaclasas, pliegues y otros fenómenos geológicos presentes en una región específica. Estos elementos influyen significativamente en la estabilidad y comportamiento del macizo durante las operaciones mineras. Para evaluar y clasificar estas condiciones geológicas, se utiliza el índice conocido como RMR (Rock Mass Rating), que evalúa la calidad del macizo rocoso a partir de los parámetros siguientes: Resistencia a compresión simple, RQD. Espaciado de las juntas. Naturaleza de las juntas (Apertura, Rugosidad, Relleno, Persistencia, Alteración), presencia de agua y orientación de discontinuidades, para llevar a cabo la clasificación de Bieniawski (1976), hemos implementado el método de mapeo de celdas, el cual nos proporciona una visión detallada de las características geotécnicas del macizo rocoso. Es importante destacar que esta clasificación se ha aplicado específicamente en los primeros 100 metros de perforación, lo que nos brinda una comprensión inicial y precisa de las condiciones geológicas en esta área de la mina.

Figura N°32. Mapeo Geomecánico por celdas.

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						VALORACION:
	VALOR ESTIMADO						
R.COMPRE.UNIAXIAL(Mpa)	>250 (15)	X 100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (2) <5(1) <1(0)	1	12
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	X 50-75 (13)	25-50 (8)	< 25 (3)	2	13
ESPACIAMIENTO(m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	X 0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3	8
CONDICION DE JUNTAS							
persistencia	< 1m long. (6)	X 1-3m long. (4)	3-10m long. (2)	10-20m long. (1)	>20 (0)	4A	4
abertura	Cerrada (6)	X <0.01mm.apert. (5)	0.1-10mm (4)	1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B	5
rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X Lig.Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de Falla(0)	4C	3
relleno	Limpia (6)	X Duro <5 mm (4)	Duro >5mm (2)	Suave <5mm (1)	Suave >5mm (0)	4D	4
alteracion	Sana (6)	Lig.Alterada (5)	X Mod.Alterada (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	4E	3
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10
VALOR TOTAL R.M.R. (suma de valoracion del 1-5)							62
CLASE DE MACIZO ROCOSO							
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0	III REGULAR	
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA		
*Al poner la letra "X" en un valor estimado se lanza una valoracion.							
RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL							
AVANCE CON EL BUZAMIENTO		AVANCE CONTRA EL BUZAMIENTO		RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL		BUZAMIENTO DE 0° A 20°	
BUZ 45-90		BUZ 20-45 BUZ 45-90		BUZ 20-45 BUZ 45-90		INDEPENDIENTE DEL RUMBO	
MUY FAVORABLE		FAVORABLE REGUL.		DESFAVORABLE		MUY DESFAVORABLE	
				REGULAR			
ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES							
		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	
TUNELES Y MINAS		0	-2	-5	-10	-12	
CIMENTACION			-2	-7	-15	-25	
TALUDES			-5	-25	-50	-60	
R.M.R. =	57	III REGULAR					

Fuente: elaboración propia

$$RMR = \text{SUMA DE PARAMETROS} = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 = 57$$

Relacionando el RMR y el índice Q de Barton, tendremos el siguiente valor Q de Barton para determinar el sostenimiento a utilizar:

$$RMR = 9 \log(Q) + 44, \quad 57 = 9 \log Q + 44, \quad \log Q = \frac{57 - 44}{9}$$

Q = 4.24 Clasificación del macizo rocoso para este valor ROCA REGULAR

Es sostenimiento seleccionado es el de sostenimiento con pernos helicoidales de 8 pies espaciados a 1.5m, reforzado con Shotcrete de 2”, según podemos ver en el cuadro N° 22.

Cuadro N° 22. Sostenimiento recomendado para excavaciones de avance

Dominio	RMR	Sostenimiento recomendado
DE – IIIA	51 – 60	Pernos sistemáticos de longitud de 8´ espaciados cada 1,5 m. Alternativamente pueden ser una capa de shotcrete de 2”.
DE – IIIB	41 – 50	Pernos sistemáticos de longitud de 8´ espaciados cada 1,5 m más malla metálica según sean los casos, reforzado con una capa de shotcrete de un espesor de 2”.
DE – IVA	31 – 40	Pernos sistemáticos de longitud de 7´ cada 1,0 m más malla metálica más 2” de shotcrete.
DE - IVB	21 – 30	Una capa inicial de shotcrete de un espesor de 2” más pernos sistemáticos de 7´, cada 1,0 m más malla metálica más shotcrete de 2” a 3”.
DE - V	<21	Una capa preventiva de shotcrete reforzado de 3” de espesor más pernos más malla más otra capa de shotcrete reforzado de 3” de espesor. De ser necesario usar cimbras del tipo 6W20 espaciadas de 1,0 m a 1,5 m, o cuadros de madera, paquetes de madera, gatas, puntales y otros.

Fuente: Departamento de geomecánica de Unidad Carahuacra

f) LIMPIEZA DE MINERAL Y DESMONTE

La limpieza de mineral y desmonte en los tajeos y labores de avance se realizan con Scooptram de 6.0 yd³, se acarrea directamente a las cámaras de carguío y el transporte para ambos casos se realiza el transporte con volquetes.

La limpieza del mineral roto producto de la voladura primaria es trasladado mediante un cargador de bajo perfil (Scooptram) marca Caterpillar modelo R1600 con capacidad de 6 yd³, la limpieza se realiza utilizando telemandos y refugios adecuados para resguardo del operador, el rendimiento es 101.58 t/h. (Carahuacra, 2022).

El desmonte es trasladado hacia cámaras de acumulación mediante 02 camiones de bajo perfil de capacidad de 20 toneladas por viaje para su disposición final en los tajos explotados. (Carahuacra, 2022).

4.4.2. DISPONIBILIDAD DE EQUIPOS.

4.4.2.1. EQUIPO.

El equipo utilizado para la construcción de la rampa 567 es el Jumbo Boomer M que es un robusto equipo de perforación frontal para labores minería y túneles, que cubre un área de hasta 65 metros cuadrados. La cabina con certificación ROPS / FOPS opcional no solo garantiza la seguridad del operador, sino que también ofrece un entorno de trabajo cómodo y ergonómico. Gracias a un diseño cuidadosamente pensado y controles intuitivos, se promueve una mayor productividad y eficiencia en las operaciones mineras. Los brazos BUT 36S y las plataformas laterales proporcionan una mayor versatilidad al permitir que la rampa se ajuste adiferentes posiciones, lo que facilita la carga de pernos de manera segura y eficiente. Boomer M es sinónimo de perforación de alto rendimiento, brindando una producción óptima de forma segura y confiable. Con el nuevo y potente brazo BUT 36S, se garantiza un movimiento estable, posicionamiento preciso y una mayor velocidad en las operaciones de perforación, asegurando así un desempeño excepcional en cualquier entorno minero. Además, también incorporan muchas características para ayudar a extender los intervalos de mantenimiento. El nuevo sistema de filtrado hace que el aire lubricante y el aceite hidráulico estén libres de agua y partículas finas. Esto mejorara la calidad del aire y el aceite, prolongando la vida útil de los componentes hidráulicos y los martillos.

Figura N°33. Boomer M



Fuente: venturedrillingsupply, 2020

4.4.2.2 ACCESORIOS.

Entre los accesorios esenciales para la perforación se encuentran las barras de perforación y las brocas, fundamentales para llevar a cabo el proceso de forma eficiente y precisa. Sin embargo, además de estos elementos primordiales, también son comunes los acopladores y otros adaptadores, los cuales desempeñan un papel importante en el montaje y la conexión de diversos componentes del equipo de perforación. Estos accesorios complementarios son indispensables para garantizar un funcionamiento óptimo y seguro durante las operaciones de perforación en entornos mineros exigentes. La broca es una barra de acero con un conducto interno para la circulación del agua de refrigeración, y el extremo de la broca o manguito está roscado. Un taladro es una herramienta de corte, generalmente hecha de metal endurecido compuesto de carburo de tungsteno, y dispuesta en varias formas: cruz, X o botón, y el diámetro suele estar entre 45 y 102 mm. La selección adecuada de una o más brocas y su respectivo diámetro es crucial y está

condicionada por diversos factores, como el tipo de perforadora utilizada, las características geológicas de la roca. En términos generales, las brocas con botones son preferidas debido a su capacidad para ofrecer un rendimiento superior. Estas brocas son capaces de impactar la roca de manera más uniforme, lo que facilita la dispersión de los escombros. Además, la disponibilidad de múltiples entradas de agua frontales y laterales contribuye a un proceso de perforación más eficiente y seguro.

a) Brocas.

Las brocas elegidas son brocas cónicas con botones de basalto. Estas brocas están hechas de acero de alta calidad y aleación de carburo de tungsteno. Estas brocas son más adaptables a diferentes tipos de rocas; así como la broca de botón de 45 mm.

Figura N°34. Broca conica de botones



Fuente: rock-tool, 2020

b) Barra de perforación.

“Las barras de perforación hexagonales tienen mayor rigidez y pueden transferir energía de manera más eficiente” (LONGYEAR, 2018), muestra mejores evacuación de detritos, por lo que se eligieron estas varillas y se utilizarán varillas hexagonales de 16 pies.

Figura N°35. Barra de perforación 16 pies



Fuente: rock-tool, 2020

4.4.3. DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION

El modelo matemático utilizado para realizar el cálculo y el diseño de la malla de perforación es la fórmula de R. Holmberg, cuya eficiencia y fiabilidad en el enfoque minero han sido confirmadas en repetidas ocasiones. Este método elaborado por R. Holmberg nos permite emplear un enfoque sistemático y metódico para desarrollar un algoritmo especial y exclusivo capaz de proporcionar el cálculo de los parámetros fundamentales de perforación y voladura. Con la ayuda de esta técnica avanzada, es posible crear una malla de perforación que maximice el potencial de avance al lograr una distribución equitativa y óptima de los explosivos.

4.4.3.1. CÁLCULO DE DIÁMETRO VACÍO EQUIVALENTE POR EL MÉTODO

R. HOLMBERG.

$$\phi' = \phi \times \sqrt{NT}$$

$$\phi' = 0.076 \times \sqrt{4}$$

$$\phi' = 0.152 \text{ m}$$

Donde:

ϕ = Diámetro de broca (0.076 m)

ϕ' = Diámetro vacío equivalente (0.152 m)

NT = Numero de taladros a perforar (4)

Determinamos que, al realizar 4 taladros de alivio en el primer cuadrante, obtendremos un diámetro equivalente de taladro vacío igual 0.152 m.

4.4.3.2. CÁLCULO DE AVANCE DE LABOR

Realizamos el cálculo de la profundidad máxima que se puede obtener realizando 4 rimados.

$$H = 0.15 + 34.1(\phi') - 39.4(\phi')^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.152) - 39.4(0.152)^2$$

$$H = 4.43 \text{ m}$$

Donde:

H= Profundidad máxima del taladro (m)

ϕ' = Diámetro vacío equivalente (0.152 m)

Con el tipo de arranque con 4 taladros de alivio podemos lograr un avance máximo o largo de perforación de 4.43 metros, El avance estimado será variable y dependerá del porcentaje de avance por tipo de roca.

El avance efectivo con una barra de 16 pies será.

$$H = 16 \times 0.3048 \times 0.90$$

$$H = 4.38 \text{ m}$$

4.4.3.3. CÁLCULOS PARA EL ARRANQUE

a) Burden.

Para el cálculo del Burden usamos el criterio de Langefors y Kilhtrom que nos indica que el burden, no debe ser mayor de 1.7 veces de diámetro del vacío equivalente (ϕ')

$$B_{\max} = 1.7 \times \phi'$$

$$B_{\max} = 1.7 \times 0.152$$

$$B_{\max} = 0.25 \text{ m}$$

Donde:

B_{\max} = Burden máximo (m).

ϕ' = Diametro equivalente (0.152 m).

Para determinar el Burden practico debemos realizar las correcciones por errores de perforación considerando que al perforar se tendrá una desviación estándar de 0.5% y error de emboquille de 2 cm.

$$F = \alpha \times H + \beta$$

$$F = 0.005 \times 4.38 + 0.02$$

$$F = 0.042 \text{ m}$$

Donde:

F= Error de perforación (m)

α = Desviación angular (0.5%).

β = Error de emboquille (0.02m)

H = Profundidad de los taladros (4.38 m)

Calculamos el Burden Practico para el primer cuadrante:

$$B_0 = 1.7 \times \phi' - F$$

$$B_0 = 1.7 \times 0.152 - 0.042$$

$$B_0 = 0.22 \text{ m}$$

Donde:

F=Error de perforación (m)

ϕ' = Diámetro vacío equivalente (0.152 m)

b) Cálculo de ancho de abertura de la primera ayuda (espaciamento)

$$E_0 = B_1 \times \sqrt{2}$$

$$E_0 = 0.22 \sqrt{2}$$

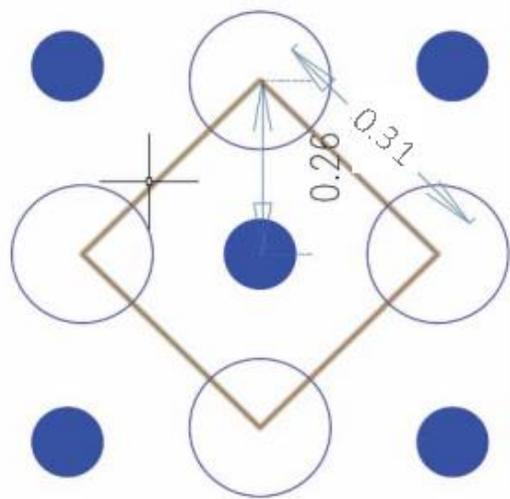
$$E_0 = 0.31 \text{ m}$$

Donde:

B₀= Burden Practico de la primera ayuda (0.22 m)

E₀= Espaciamento (0.31m)

Figura N°36. Espaciamiento de la primera ayuda



Fuente: Elaboración Propia “Software AutoCad 2019”

c) Cálculos de carga lineal de explosivo para arranque.

$$q_0 = 55 \times d \times \left(\frac{B}{\phi'}\right) \times \left(B - \frac{\phi'}{2}\right) \times \frac{C}{0.4} \times \frac{1}{RSW}$$

$$q_0 = 55 \times 0.045 \times \frac{0.25}{0.152} \times \left(0.25 - \frac{0.152}{2}\right) \times \frac{0.36}{0.4} \times \frac{1}{1.1}$$

$$q_0 = 0.91 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_0 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ' = Diámetro vacío equivalente (0.152 m)

d = Diámetro de taladro (0.045 m)

B_{\max} = Burden máximo (m).

C = Constante de roca, se refiere a la cantidad de explosivo que se necesita para remover 1m³ de roca, Persson et al. (1994).

Puede ser calculado con la siguiente formula considerando un RMR entre 50 y 60.

$$C = 5.57 \times 10^{-3} \times \text{RMR} + 0.057$$

$$C = 5.57 \times 10^{-3} \times 55 + 0.057$$

$$C = 0.36$$

RWS = Potencia relativa en peso de explosivo referida al anfo (1.1)

Por tanto, para el arranque necesitamos un explosivo que tenga por lo menos 0.91 de concentración de carga lineal.

Figura N°37. Carga lineal por cartucho según explosivo

CALCULOS		
ACCESORIO	DIMENDIONES	CANTIDAD (Kg/m)
EMULNOR 5000	1 1/2" x 12"	1.42283
EMULNOR 5000	1 1/4" X 12"	0.89140
EMULNOR 3000	1 1/2" X 12"	1.28150
EMULNOR 3000	1 1/4" X 12"	0.89140
EMULNOR 1000	1 1/4" x 12"	0.87270
EMULNOR 1000	1" x 8"	0.53396
EMULNOR 500	1" x 8"	0.53396

Fuente: (FAMESA, 2019)

El explosivo que seleccionamos para el arranque es el EMULNOR 5000 1 1/2" x 12" que tiene una carga lineal "1.42283 kg/m" superior a la que necesitamos.

4.4.3.4. CÁLCULOS PARA LA PRIMERA AYUDA

a) Cálculo de ancho de apertura de la primera ayuda.

Calculamos de la distancia máxima entre taladros de la primera ayuda.

$$A_1 = (B_0 - F) \sqrt{2}$$

$$A_1 = (0.22 - 0.042) \sqrt{2}$$

$$A_1 = 0.25 \text{ m}$$

Donde:

B_0 = Burden practico del Arranque (m)

F = Error de perforación (m)

b) Burden

Cálculo del Burden máximo o Burden teórico para la primera ayuda, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" x 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$$B_{1\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_1 \times q \times RWS}{d \times C}}$$

$$B_{1\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.25 \times 0.8914 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{1\max} = 0.31 \text{ m}$$

Donde:

A_1 = Ancho de apertura de la primera ayuda (m).

q = Carga lineal del explosivo a utilizar (kg/m).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo.

d = Diámetro de taladro (m).

C = Constante de roca.

Determinaremos el Burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_1 = B_{1\max} - F$$

$$B_1 = 0.31 - 0.042$$

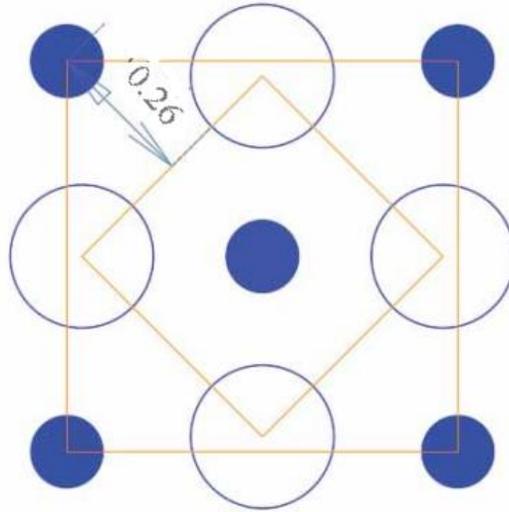
$$B_1 = 0.268 \text{ m}$$

Donde:

$B_{1\max}$ = Burden máximo o Burden teórico (m).

F = Error de perforación (m)

Figura N°38. Burden de la primera ayuda.



Fuente: Elaboración Propia “Software AutoCad 2019”

c) Cálculo de espaciamiento en la primera ayuda.

$$E_1 = \sqrt{2} \left(B_1 + \frac{A_1}{2} \right)$$

$$E_1 = \sqrt{2} \left(0.268 + \frac{0.25}{2} \right)$$

$$E_1 = 0.55 \text{ m.}$$

Donde:

B_1 = Burden practico (m)

A_1 = Ancho de apertura de la primera ayuda (m).

4.4.3.5. CÁLCULOS PARA LA SEGUNDA AYUDA

a) Cálculo de ancho de apertura de la segunda ayuda.

Calculamos de la distancia máxima entre taladros de la segunda ayuda.

$$A_2 = (B_1 + \frac{A_1}{2} - F) \sqrt{2}$$

$$A_2 = (0.268 + \frac{0.25}{2} - 0.042) \sqrt{2}$$

$$A_2 = 0.49 \text{ m}$$

Donde:

B_1 = Burden practico de la primera ayuda(m)

A_1 = Ancho de apertura de la primera ayuda (m).

F = Error de perforación (m)

b) Burden

Cálculo del Burden máximo o Burden teórico para la segunda ayuda, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" x 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$$B_{2\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_2 \times q \times RWS}{d \times C}}$$

$$B_{2\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.49 \times 0.8914 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{2\max} = 0.43 \text{ m}$$

Donde:

A_2 = Ancho de apertura de la segunda ayuda (m).

q = Carga lineal del explosivo a utilizar (kg/m).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo.

d = Diámetro de taladro (m).

C = Constante de roca.

Determinamos el Burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_2 = B_{2\max} - F$$

$$B_2 = 0.43 - 0.042$$

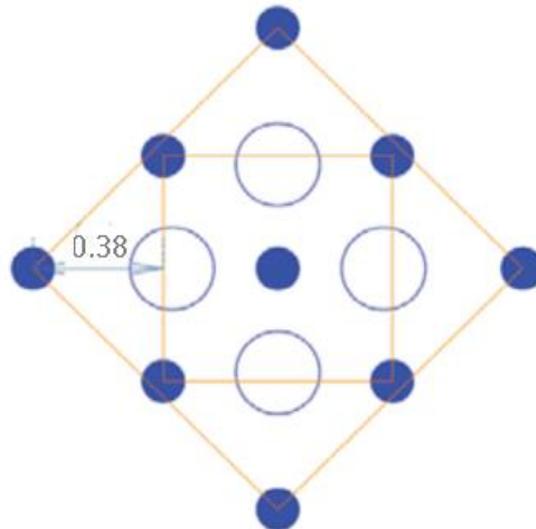
$$B_2 = 0.38 \text{ m}$$

Donde:

$B_{2\max}$ = Burden máximo o Burden teórico (m).

F = Error de perforación (m)

Figura N°39. Burden de la segunda ayuda.



Fuente: Elaboración Propia “Software AutoCad 2019”

c) Cálculo de espaciamiento en la segunda ayuda.

$$E_2 = \sqrt{2} \left(B_2 + \frac{E_1}{2} \right)$$

$$E_2 = \sqrt{2} \left(0.38 + \frac{0.55}{2} \right)$$

$$E_2 = 0.95 \text{ m.}$$

Donde:

B_2 = Burden practico de la segunda ayuda (m)

E_1 = Espaciamiento de la primera ayuda (m).

4.4.3.6. CÁLCULOS PARA LA TERCERA AYUDA

a) Cálculo de ancho de apertura de la tercera ayuda.

Calculamos de la distancia máxima entre taladros de la segunda ayuda.

$$A_3 = (B_2 + \frac{A_2}{2} - F) \sqrt{2}$$

$$A_3 = (0.38 + \frac{0.49}{2} - 0.042) \sqrt{2}$$

$$A_3 = 0.82 \text{ m}$$

Donde:

B_2 = Burden practico de la segunda ayuda (m)

A_2 = Ancho de apertura de la segunda ayuda (m).

F = Error de perforación (m)

b) Burden

Cálculo del Burden máximo o Burden teórico para la tercera ayuda, considerando que utilizaremos el explosivo Emulnor 3000 1 1/4" x 12" que tiene una carga lineal de 0.89140 kg/m y RWS de 1.

$$B_{3\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_3 \times q \times RWS}{d \times C}}$$

$$B_{3\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.82 \times 0.8914 \times 1}{0.045 \times 0.4}}$$

$$B_{3\max} = 0.54 \text{ m}$$

Donde:

A_3 = Ancho de apertura de la tercera ayuda (m).

q = Carga lineal del explosivo a utilizar (kg/m).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo.

d = Diámetro de taladro (m).

C = Constante de roca.

Determinamos el Burden practico considerando los errores en la perforación.

$$B_3 = B_{2\max} - F$$

$$B_3 = 0.54 - 0.042$$

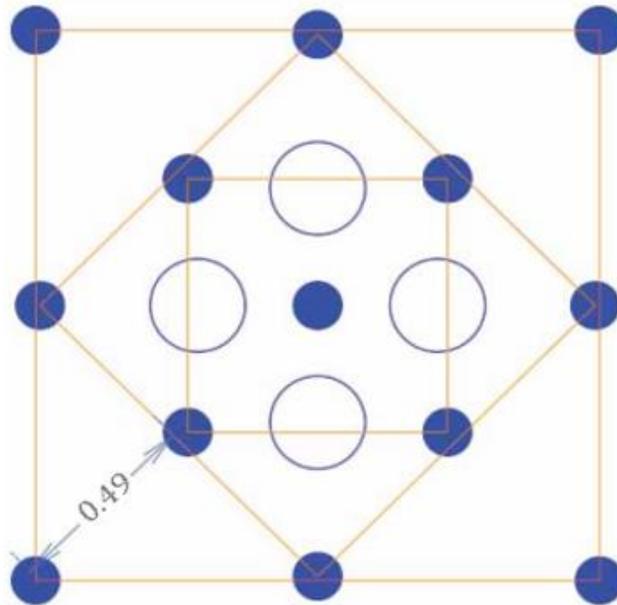
$$B_3 = 0.49 \text{ m}$$

Donde:

$B_{3\max}$ = Burden máximo o Burden teórico (m).

F = Error de perforación (m)

Figura N°40. Burden de la tercera ayuda.



Fuente: Elaboración Propia “Software AutoCad 2019”

c) Cálculo de espaciamiento en la segunda ayuda.

$$E_3 = \sqrt{2} \left(B_3 + \frac{E_2}{2} \right)$$

$$E_3 = \sqrt{2} \left(0.49 + \frac{0.95}{2} \right)$$

$$E_3 = 1.3 \text{ m.}$$

Donde:

B_3 = Burden practico de la tercera ayuda(m)

E_2 = Espaciamiento de la segunda ayuda (m).

4.4.3.7. CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE ARRASTRE.

Para los cálculos de los parámetros de perforación de los taladros de arrastre R. Holmberg incluye en sus fórmulas la variable de factor de fijación para los taladros de arrastre se considera un factor de fijación de 1.45 y una relación entre buzamiento y espaciamento (Bz/e) de 1.

a) Burden

Para los taladros de arrastre utilizaremos el explosivo EMULNOR 3000 1 1/2" x 12" que tiene una carga lineal de 1.28149606 (kg/m) y un RWS de 1

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times WRS}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.28149606 \times 1}{0.4 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B = 1.33 \text{ m.}$$

Donde:

q = Carga lineal de explosivo a utilizar (kg/m).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo.

f = Constante de fijacion (m).

C = Constante de roca.

$\frac{E}{B}$ = Relación espaciamento y burden.

Para el cálculo del Burden máximo de debe cumplir la siguiente proposición.

$$C' = C + 0.05 \text{ Cuando } B \geq 1.4 \text{ m}$$

$$C' = C + 0.07/B \text{ Cuando } B < 1.4 \text{ m}$$

Entonces:

$$C' = 0.4 + 0.07/1.33$$

$$C' = 0.4523 \text{ m}$$

Realizamos el cálculo del Burden máximo:

$$B_{\max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times WRS}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

$$B_{\max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.28149606 \times 1}{0.4523 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B_{\max} = 1.26 \text{ m.}$$

Para realizar el cálculo de Burden practico debemos considerar el error de la perforación y el ángulo de inclinación de que tendrán los taladros de arrastre, este ángulo está en función de la habilidad de la operación del equipo, por lo general son 3 grados de inclinación.

$$B_{pa} = B_{max} - Hx\text{sen}\hat{\delta} - F$$

$$B_{pa} = 1.26 - 4.38x\text{sen}^3 - 0.042$$

$$B_{pa} = 0.98 \text{ m.}$$

Donde:

B_{pa} = Burden practico de arrastre (m)

B_{max} = Burden máximo (m)

H = Longitud máxima de perforación (m)

$\hat{\delta}$ = Angulo de inclinación (°)

F = Error de perforación.

b) Numero de taladros de arrastre.

$$N = \left[\frac{\text{Ancho de la rampa} + 2xHx\text{sen}\hat{\delta}}{B_{max}} + 2 \right]$$

$$N = \left[\frac{4.5 + 2x4.38x\text{sen}^3}{1.26} + 2 \right]$$

$$N = 5.75 \equiv 6 \text{ Taladros.}$$

Donde:

N = Numero de Taladros

Bmax = Burden máximo (m)

H = Longitud máxima de perforación (m)

$\hat{\delta}$ = Angulo de inclinación (°)

c) Espaciamiento entre taladros de arrastre.

$$E_a = \frac{\text{Ancho de la rampa} + 2xHx\text{sen}\hat{\delta}}{N-1}$$

$$E_a = \frac{4.5 + 2x4.38x\text{sen}3}{6-1}$$

$$E_a = 0.94 \text{ m.}$$

Donde:

E_a = Espaciamiento entre taladros de arrastre (m)

H = Longitud máxima de perforación (m)

$\hat{\delta}$ = Angulo de inclinación (°)

4.4.3.8. CÁLCULOS PARA LOS TALADROS DE CORONA.

Al realizar una voladura controlada el espaciamiento en los taladros de corona está en función a al diámetro del taladro perforado (Pearsson,1973), en los taladros de corona se cumple la relación entre espaciamiento y burden (E/B) debe ser de 0.85.

a) Espaciamiento

$$E = 15 \times D_1$$

$$E = 15 \times 0.045$$

$$E = 0.67 \text{ m}$$

Donde:

E = Espaciamiento (m)

D_1 = Diámetro de taladro (m).

b) Burden

Usamos la relación de espaciamento y burden (E/B)

$$\frac{E}{B_{max}} = 0.85$$

$$B_{max} = \frac{E}{0.85}$$

$$B_{max} = \frac{0.67}{0.85} = 0.84 \text{ m.}$$

Donde:

E = Espaciamiento (m)

B_{max} = Burden máximo (m).

Para el cálculo del burden practico utilizamos la siguiente relación.

$$B_{pc} = B_{max} - Hx\text{sen}\hat{\delta} - F$$

$$B_{pc} = 0.84 - 4.38x\text{sen}3 - 0.042$$

$$B_{pc} = 0.65 \text{ m.}$$

Donde:

B_{pc} = Burden practico de corona (m)

B_{max} = Burden máximo de corona (m)

H = Longitud máxima de perforación (m)

$\hat{\delta}$ = Angulo de inclinación (°)

F = Error de perforación.

c) Numero de taladros en corona.

$$N = \left[\frac{\text{Ancho de la rampa} + 2xHx\text{sen}\hat{\delta}}{B_{pc}} + 2 \right]$$

$$N = \left[\frac{4.5 + 2x4.38x\text{sen}3}{0.52} + 2 \right]$$

$$N = 11.3 \equiv 11 \text{ Taladros.}$$

Donde:

N = Numero de Taladros

Bpc = Burden practico (m)

H = Longitud máxima de perforación (m)

$\hat{\delta}$ = Angulo de inclinación (°)

d) Espaciamiento entre taladros en corona.

$$Ec = \frac{\text{Ancho de la rampa} + 2xHxsen\hat{\delta}}{N-1}$$

$$Ec = \frac{4.5 + 2x4.38xsen3}{11-1}$$

$$Ec = 0.49 \text{ m.}$$

Donde:

Ec = Espaciamiento entre taladros de arrastre (m)

H = Longitud máxima de perforación (m)

$\hat{\delta}$ = Angulo de inclinación (°)

4.4.3.9. CÁLCULOS PARA LOS TALADROS EN LOS HASTIALES.

Para realizar el cálculo de los parámetros de los taladros en los hastiales R. Holmberg propone considerar un factor de fijación de 1.20 y una relación de espaciamiento y burden (E/B) de 1.25, también debemos considerar q la altura lateral de la Rampa 567 es igual a 4.5 m.

a) Cálculos de altura de hastiales.

$$\text{Hastiales} = \text{Altura lateral de la rampa} - B_{pa} - B_{pc}$$

$$\text{Hastiales} = 4.5 - 0.98 - 0.52$$

$$\text{Hastiales} = 3.00 \text{ m}$$

Donde:

B_{pa} = Burden practico de arrastre (m)

B_{pc} = Burden practico de corona (m)

b) Burden

Para los taladros en hastiales utilizaremos el explosivo EMULNOR 1000 1 1/4" x 12" que tiene una carga lineal de 0.87270 (kg/m) y un RWS de 0.85

$$B_H = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times WRS}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

$$B_H = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.87270 \times 0.85}{0.4 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_H = 1.00 \text{ m.}$$

Donde:

q = Carga lineal de explosivo a utilizar (kg/m).

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo.

f = Constante de fijación (m).

C = Constante de roca.

$\frac{E}{B}$ = Relación espaciamiento y burden.

Para el cálculo del Burden máximo de debe cumplir la siguiente proposición.

$$C' = C + 0.05 \text{ Cuando } B \geq 1.4 \text{ m}$$

$$C' = C + 0.07/B \text{ Cuando } B < 1.4 \text{ m}$$

Entonces:

$$C' = 0.4 + 0.07/1$$

$$C' = 0.47 \text{ m}$$

Realizamos el cálculo del Burden máximo:

$$B_{\max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q \times WRS}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

$$B_{\max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.87270 \times 0.85}{0.47 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_{\max} = 0.92 \text{ m.}$$

Para realizar el cálculo de Burden practico debemos considerar el error de la perforación y el ángulo de inclinación de que tendrán los taladros en los hastiales, este ángulo está en función de la habilidad de la operación del equipo, por lo general son 3 grados de inclinación.

$$B_{ph} = B_{\max} - H \times \text{sen} \hat{\delta} - F$$

$$B_{ph} = 0.92 - 4.38 \times \text{sen} 3 - 0.042$$

$$B_{ph} = 0.65 \text{ m.}$$

Donde:

B_{ph} = Burden practico en hastiales (m)

B_{\max} = Burden máximo en hastiales (m)

H = Longitud máxima de perforación (m)

$\hat{\delta}$ = Angulo de inclinación (°)

F = Error de perforación.

b) Numero de taladros en hastiales.

$$N = \left[\frac{\text{Hastiales}}{B_{\max} \times \frac{E}{B}} + 2 \right]$$

$$N = \left[\frac{2.86}{0.92 \times 1.25} + 2 \right]$$

$$N = 3.7 \approx 4 \text{ Taladros.}$$

Donde:

N = Numero de Taladros por hastiales

B_{max} = Burden máximo en hastiales(m)

$\frac{E}{B}$ = Relación espaciamento y burden.

c) Espaciamento entre taladros de hastiales.

$$E_H = \frac{\text{Hastiales}}{N-1}$$

$$E_H = \frac{2.86}{4-1}$$

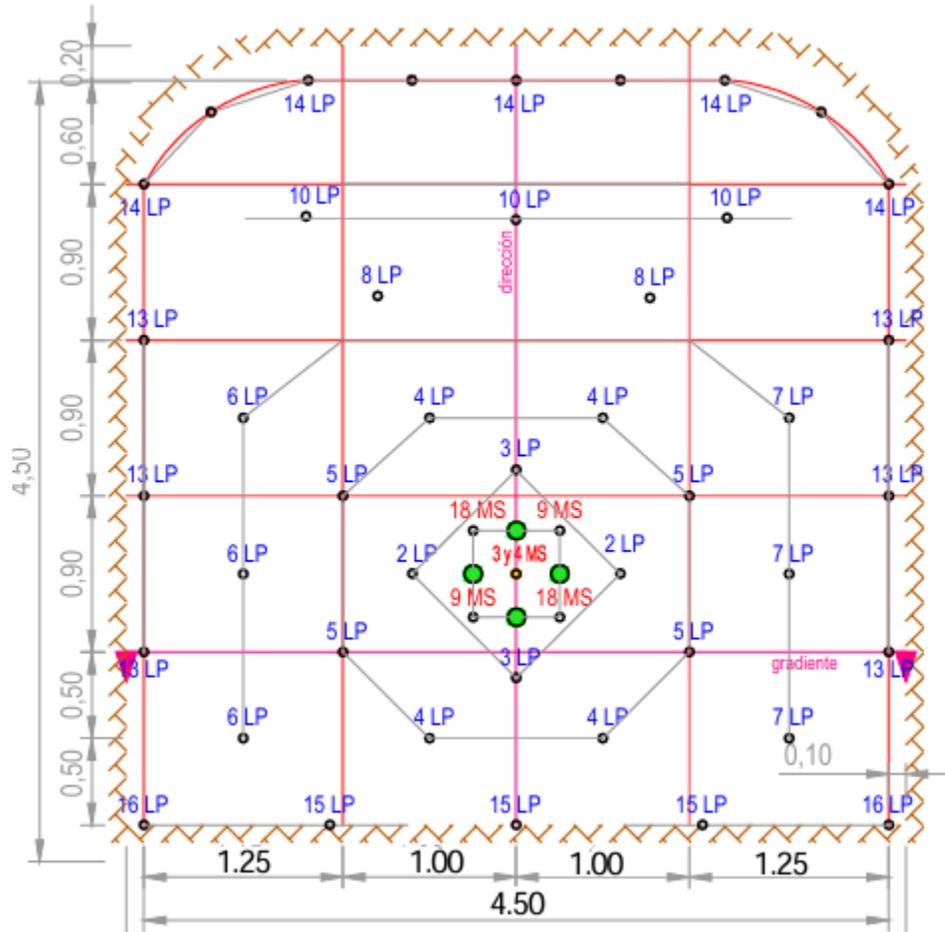
$$E_H = 0.9 \text{ m.}$$

Donde:

E_H = Espaciamento entre taladros de hastiales (m)

N = Numero de Taladros por hastiales

Figura N°41. Malla de perforación de la Rampa 567



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCAD 2019".

Cuadro N° 23. Resumen de taladros por disparo

Área 4.5x4.5	N° Tal c/u	Tal mm
Tal Vacíos Alivio	4	102
Arranque	5	45
Primera Ayuda	4	45
Segunda Ayuda	4	45
Tercera Ayuda	4	45
Cuarta Ayuda	4	45
Corona	7	45
Ayuda Corona	3	45
Ayuda Piso	4	45
Piso	5	45
hastiales	8	45
Cuadrador	4	45
Total de Taladro	56	
Taladros vacíos	4	
Taladros cargados	52	

Fuente: Elaboración Propia

Entonces:

Numero de taladros por disparo = 52 taladros/disparo.

4.4.3.10. VELOCIDAD DE PERFORACIÓN (VP).

Para realizar el cálculo de la velocidad de perforación se realizó un estudio de tiempos, así como se muestra en cuadro N° 24.

Cuadro N° 24. Estimación de Velocidad de perforación

DIA	TIEMPO DE PERFORACIÓN PROMEDIO POR TALADRO (min)	LONGITUD DE TALADRO (m)	VELOCIDAD PROMEDIO DE PERFORACIÓN (m/min).
1	4.5	4.38	0.973
2	4.2	4.38	1.042
3	4.3	4.38	1.019
4	4.4	4.38	0.995
5	4.6	4.38	0.952
6	4.5	4.38	0.973
7	4.5	4.38	0.973
Promedio	4.42		0.998

Fuente: Elaboración propia

La velocidad promedio de perforación es de 0.998 m/min \equiv 1.00 m/min

4.4.3.11. EFICIENCIA DE LONGITUD PROMEDIO DE PERFORACIÓN.

Para realizar el cálculo de eficiencia de perforación se hizo teóricamente según el tipo de roca, entonces diremos que las perforaciones tienen una eficiencia, así como se muestra en cuadro N° 25.

Cuadro N° 25. Eficiencia de longitud promedio de perforación

Eficiencia de longitud promedio de perforacion	Tipo de roca		
	II	III	IV
%	90%	85%	75%

Fuente: Elaboración propia

4.4.3.12. TIEMPO TOTAL DE PERFORACIÓN POR FRENTE.

Para el cálculo del tiempo total de perforación se realizó en función a un estudio de tiempos por taladro llegando a la conclusión que el tiempo promedio de perforación es 5 horas con 14

minutos, para su obtención se realizó esta estimación con promedio de 7 días de medición de tiempos.

Cuadro N° 26. Estimación de tiempo de perforación de frente.

TALADRO		TIEMPO
Arranque	1	4.82
	2	4.64
	3	4.61
	4	4.49
	5	4.52
Primera ayuda	6	4.74
	7	4.50
	8	4.54
segunda ayuda	9	4.42
	10	4.48
	11	4.69
tercera ayuda	12	4.79
	13	4.69
	14	4.45
	15	4.79
	16	4.67
	17	4.57
	18	4.47
Cuarta ayuda	19	4.43
	20	4.69
	21	4.73
	22	4.68
	23	4.62
	24	4.48
	25	4.66
Arrastre	26	4.57
	27	4.73
	28	4.76
	29	4.69
	30	4.51
	31	4.67
Hastiales	32	4.83
	33	4.71
	34	4.84
	35	4.64
	36	4.60
	37	4.49
	38	4.42
	39	4.46
	40	4.67
	41	4.51

	42	4.75	
	43	4.80	
Corona	44	4.51	
	45	4.45	
	46	4.62	
	47	4.54	
	48	4.44	
	49	4.43	
	50	4.55	
	51	4.45	
	52	4.59	
	ayuda de arrastre	53	4.68
54		4.70	
55		4.62	
56		4.81	
Ayuda de hastial	57	4.79	
	58	4.56	
	59	4.75	
	60	4.81	
Ayuda de corona	61	4.82	
	62	4.78	
	63	4.83	
Cuneta	64	4.81	
Rimado o de alivio	65	4.56	
	66	4.81	
	67	4.45	
	68	4.42	
Tiempo total de taladros de produccion (min)		314.60	
Tiempo total de taladros de produccion (hrs)		5.2433	05:14:12

Fuente: Elaboración propia

4.4.3.13. EXPLOSIVO Y ACCESORIOS

a). EMULNOR.

El EMULNOR es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura. (FAMESA, 2019), así como se puede observar en la figura N°42. Los explosivos

hidrogelatinosos son una clase extraordinaria de explosivos que combinan la acción eficaz de un gel con una potencia de dinamita significativamente optimizada y resistencia al agua. El comienzo de una nueva etapa en la creación de la notoriedad de estos productos se remonta a fines de la década de 1960, cuando los fabricantes comenzaron a diseñar un explosivo completamente nuevo, que podría detonar con un indicador preciso. A lo largo de los años, las proporciones de los componentes básicos de los explosivos hidrogelatinosos, así como el nitrato de amónico más gas-oil, no han cambiado en su composición química. Ha demostrado su seguridad y eficacia en la detonación en varias operaciones mineras.

Figura N°42. Emulnor 5000,3000,1000,500



Fuente: (FAMESA, 2022)

b). INICIADOR (FULMINANTE FANEL).

. La operación de la técnica de iniciación con el fanel ha demostrado ser un sistema eficaz en la minería superficial, y varios proyectos de operaciones subterráneas. En primer lugar, la precisión sincronizada durante la detonación a través de las voladuras asegura la eliminación de la probabilidad de conexiones erróneas, lo cual es fundamental para la seguridad y efectividad. Por

ejemplo, durante el proceso de la detonación, la carga de polvo de ignición se enciende por el fuego de la llama del cordel detonante, lo que enciende la carga primaria para la detonación y finalmente el sistema inicia bombas de perforación de explosivos de alta densidad. Además, la disposición de la carga del polvo de ignición en la punta del explosivo en el extremo abierto asegura la activación fluida y controlada, garantizando la consistencia en cada operación.

Figura N°43. Faneles(retardantes)



Fuente: (FAMESA, 2023)

c). CORDON DETOMANTE (PENTACORD)

El pentacord, cuya aplicación se da principalmente en el campo de la voladura, se caracteriza por presentar una serie de cualidades que lo hacen ser un elemento valioso en el campo de la minería. Este elemento se caracteriza por su velocidad alta de detonación lo que origina que se realice una detonación rápida y eficiente en la propia explosión, además de tener la capacidad

de verse manipulado con facilidad y que se instala del modo más sencillo posible en el campo. Resulta que el pentacord es un elemento que brinda un alto nivel de seguridad en la propia operación, lo que tranquiliza en cierto modo a los que son operadores y les proporciona una cierta tranquilidad en la propia actividad explosiva. Y todo ello gracias el diseño de este cordón donde se puede ver que consta de un núcleo de pentrita (PETN) protegido con fibras sintéticas y bañado con material plástico lo que le hace de gran resistencia y durabilidad incluso en los escenarios sedentarios, así como se puede observar en la figura N°44. En cuanto a los cordones reforzados, se integran hilos y resinas parafinadas que refuerzan más aún su resistencia a la tracción y a la abrasión, lo que permite tener un rendimiento que es óptimo en la mayoría de los escenarios. El pentacord, con una velocidad de detonación superior a 7000 m/s, se convierte en una opción excelente y muy competitiva para las propias necesidades de voladura que se produce en la propia industria.

Figura N°44. Rollo de Pentacord



Fuente: (FAMESA, 2023)

d). MECHA DE SEGURIDAD (CARMEX)

En Carmex es, sin lugar a dudas, un importante avance en los sistemas de iniciación para voladuras en minería. El Fulminante Común N° 8 y el tramo de mecha de seguridad permiten

ejecutar un traslado puntual del iniciador y garantiza que la ignición se concretará de manera segura. Por otro lado, el Conector de Mecha Rápida y la Abrazadera de Bloque facilitarán que la mecha esté lo suficiente sujeta y asegurada en su lugar durante el proceso. Con una velocidad de combustión de 160 s/m, el Carmex destaca por su rapidez y eficiencia en la generación de explosiones controladas.

Figura N°45. Carmex (Mecha de seguridad)



Fuente: (FAMESA, 2023)

e). MECHA RAPIDA

Está compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico, así como se puede observar en la figura N°46. La mecha rápida produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a 130 su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad tiene una velocidad de combustión de 35 s/m.

Figura N°46. Mecha Rápida



Fuente: (FAMESA, 2023)

Figura N°47. Características Técnicas Emulnor 500,1000,3000,5000

Características técnicas		EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm ³)		0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación (m/s)	confinado *	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
	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

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Fuente: Revista Famesa Explosivos 2023

4.4.3.14. CONSUMO DE EXPLOSIVOS POR DISPARO.

a). CÁLCULO DE TACO

El Taco en todos los taladros de producción deben de ser 10 veces el diámetro del taladro de producción.

$$T = 10 \times d$$

$$T = 10 \times 0.045$$

$$T = 0.45 \text{ m}$$

Donde:

T = Taco (m)

d = Diametro de taladro de producción (m)

b). NUMERO DE CARTUCHOS DE ARRANQUE

Calculamos la cantidad de cartuchos por taladro (C_T)

$$C_T = \frac{H-T}{Lc}$$

$$C_T = \frac{4.00-0.45}{0.3048}$$

$$C_T = 11.04 \equiv 11 \text{ cartuchos.}$$

Donde:

H = Avance Estimado (m).

T = Taco (m).

Lc = Longitud de cartucho 12" (0.3048 m).

Calculamos la cantidad de cartuchos por cuadrante.

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 11 \times 1$$

$$N_c = 11$$

Donde:

C_T = Cartuchos por taladro

N_T = Numero de taladros por cuadrante.

c). NUMERO DE CARTUCHOS PRIMERA, SEGUNDA, TERCER Y CUARTO AYUDA.

Los cartuchos usados en todos los cuadrantes tienen una longitud de 12" (0.3048m), tienen 4 taladros de producción cada cuadrante y la malla se calculó en función a la carga lineal del EMULNOR 3000 1 1/4" X 12". Sabemos que la cantidad de cartuchos por taladro son 11. Entonces realizamos en cálculo de cartuchos por cuadrante.

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 11 \times 4$$

$$N_c = 44$$

Donde:

C_T = Cartuchos por taladro

N_T = Numero de taladros por cuadrante.

Numero de cartuchos en los 3 cuadrantes utilizaremos

$$N_c = 44 \times 3$$

$$N_c = 132$$

Utilizaremos 168 Cartuchos de EMULNOR 3000 1 1/4" X 12".

d). NUMERO DE CARTUCHOS TALADROS DE ARRASTRE.

CALCULO DE LA LONGITUD DE CARGA EN EL FONDO (H_F)

$$H_F = 1.25 \times B_{pa}$$

$$H_F = 1.25 \times 0.90$$

$$H_F = 1.125 \text{ m.}$$

Donde:

B_{pa} = Burden practico de taladros de arrastre.

Calculo de la longitud de carga (H_c).

$$H_c = H - H_F - T$$

$$H_c = 4.00 - 1.125 - 0.45$$

$$H_c = 2.42 \text{ m.}$$

Donde:

H_F = longitud de carga en el fondo (m).

T = Taco (m).

H = Avance Estimado (m).

Calculo del número de cartucho por taladros (C_T)

$$C_T = \frac{H_c}{L_{car}}$$

$$C_T = \frac{2.42}{0.3048}$$

$$C_T = 7.9 \equiv 8 \text{ cartuchos}$$

Donde:

H_F = longitud de carga en el fondo (m).

L_{car} = longitud de cartucho (m).

Numero de cartuchos en los taladros de arrastre (N_c)

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 8 \times 6$$

$$N_c = 48$$

Donde:

C_T = Cartuchos por taladro

N_T = Numero de taladros por cuadrante.

e). NUMERO DE CARTUCHOS EN TALADROS DE CORONA.

Para calcular el número de taladros en corona debemos calcular la concentración de carga mínima por taladro que está en función de diámetro de producción.

$$q_c = 90 \times d^2$$

$$q_c = 90 \times 0.045^2$$

$$q_c = 0.182 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_c = Concentración de carga mínima (kg/m)

d = Diámetro de taladro de producción (m).

Calculamos la longitud de carga en el fondo.

$$H_{FT} = 1.25 \times B_{TP}$$

$$H_{FT} = 1.25 \times 0.52$$

$$H_{FT} = 0.65 \text{ m.}$$

Donde:

H_{FT} = longitud de carga en el fondo (m).

B_{TC} = Burden teorico de corona (m).

Calculo de la longitud de carga (Hct).

$$H_{ct} = H - H_{FT} - T$$

$$H_{ct} = 4.00 - 0.65 - 0.45$$

$$H_{ct} = 2.89 \text{ m.}$$

Donde:

H_{FT} = longitud de carga de fondo (m).

T = Taco (m).

H = Avance Estimado (m).

Cantidad de carga en los taladros de corona (Qtc)

$$Q_{tc} = q_c \times H_{ct}$$

$$Q_{tc} = 0.182 \times 2.89$$

$$Q_{tc} = 0.725 \text{ kg}$$

Donde:

Qtc = Concentracion de carga en el taladro de corona (kg).

q_c = Concentración de carga mínima (kg/m).

Hct = Longitud de carga (m).

Para los taladros de corona utilizaremos cartuchos de EMULNOR 1000 1" x 8" que tiene un peso de 0.20 Kg/cartucho.

Calculo del número de cartucho necesarios por taladros (C_T)

$$C_T = \frac{Q_{tc}}{q}$$

$$C_T = \frac{0.725}{0.20}$$

$$C_T = 3.65 \equiv 4 \text{ cartuchos}$$

Donde:

Q_{tc} = Concentracion de carga en el taladro de corona (kg).

q = Peso del cartucho de explosivo (kg).

Numero de cartuchos en los taladros de corona (N_c)

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 4 \times 9$$

$$N_c = 36$$

Donde:

C_T = Cartuchos por taladro

N_T = Numero de taladros por cuadrante.

f). NUMERO DE CARTUCHOS TALADROS DE HASTIALES.

Calculamos la longitud de carga en el fondo (H_{LF}).

$$H_{LF} = 1.25 \times B_{PH}$$

$$H_{LF} = 1.25 \times 0.74$$

$$H_{LF} = 0.925 \text{ m.}$$

Donde:

B_{PH} = Burden practico en Hastiales (m).

Calculamos la longitud de carga (L_c).

$$L_c = H - H_{LF} - T$$

$$L_c = 4.00 - 0.925 - 0.45$$

$$L_c = 2.615 \text{ m.}$$

Donde:

H_{LF} = longitud de carga de fondo (m).

T = Taco (m).

H = Longitud de Avance Estimado (m).

Calculo del número de cartucho necesarios por taladros (C_T)

$$C_T = \frac{L_c}{L_{car}}$$

$$C_T = \frac{2.615}{0.3048}$$

$$C_T = 8.58 \equiv 9 \text{ cartuchos}$$

Donde:

L_c = Longitud de carga (m).

q = Longitud de cartucho (m).

Numero de cartuchos en los taladros en hastiales (N_c)

$$N_c = C_T \times N_T$$

$$N_c = 9 \times 4$$

$$N_c = 36$$

Donde:

C_T = Cartuchos por taladro

N_T = Numero de taladros por cuadrante.

Cuadro N° 27. Carga por disparo

Área 4.5x4.5	N° Tal c/u	Cartuchos por Taladro	Sub Total de Cartuchos	PESO EXPLOSIVO	
				kg	Total Kg
Tal Vacíos Alivio	4				
Arranque	5	8	40	0.20	8.00
Primera Ayuda	4	8	32	0.20	6.40
Segunda Ayuda	4	8	32	0.20	6.40
Tercera Ayuda	4	8	32	0.20	6.40
Cuarta Ayuda	4	8	32	0.20	6.40
Corona	7	8	56	0.20	11.20
Ayuda Corona	3	8	24	0.20	4.80
Ayuda Piso	4	8	32	0.20	6.40
Piso	5	8	40	0.20	8.00
hastiales	8	9	72	0.20	14.40
Cuadrador	4	9	36	0.20	7.20
Total de Taladro	56	90	428		85.60
Taladros vacíos	4				
Taladros cargados	52				

Entonces:

Carga por disparo = 85.60 Kg/ disparo

4.4.3.15. Cuadro Resumen

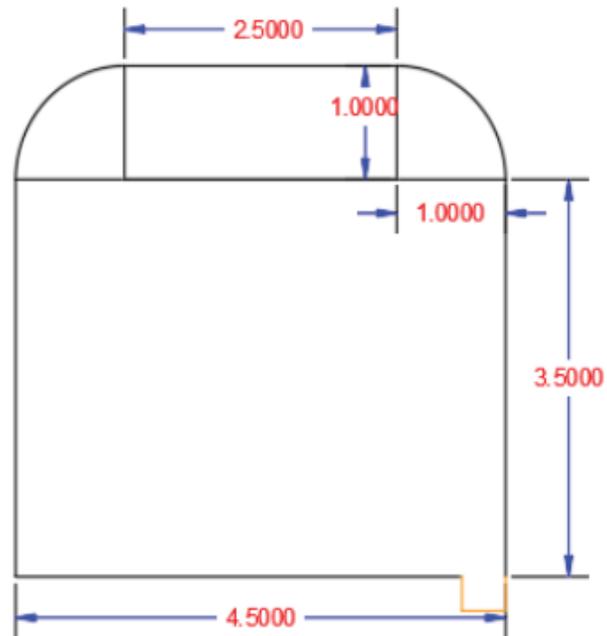
LONGITUD DE PERFORACIÓN RECOMENDADA	TIPO DE ROCA			
	UND	II	III	IV
Largo Perforación	m	4.38	4.38	4.38
Eficiencia de disparo por tipo de roca	%	90	85	75
Avance Estimado	m	4	3.7	3.28
MALLA PERFORACIÓN	UND	II	III	IV
Arranque				
Burden	m	0.22	0.22	0.24
Concentración de carga del explosivo	Kg/m	0.95	0.63	0.58
Espaciamiento	m	0.31	0.31	0.34
Largo de la columna a cargar	m	3.54	3.32	2.65
Carga de un barreno	kg/m	3.36	2.1	1.54
Primera Ayuda				
Burden Teórico	m	0.29	0.29	0.33
Burden Practico	m	0.26	0.26	0.3
Espaciamiento	m	0.64	0.64	0.71
Espaciamiento Practico	m	0.55	0.55	0.62
Segunda Ayuda				
Burden Teórico	m	0.42	0.42	0.49
Burden Practico	m	0.38	0.38	0.45
Espaciamiento	m	1.04	1.04	1.19
Espaciamiento Practico	m	0.95	0.95	1.1
Tercera Ayuda				
Burden Teórico	m	0.53	0.53	0.63
Burden Practico	m	0.49	0.49	0.59
Espaciamiento	m	1.49	1.49	1.73
Espaciamiento Practico	m	1.33	1.33	1.58
ZAPATERAS (PISO)	UND	II	III	IV
Burden	m	0.9	1.05	1.28
Espaciamiento	m	0.98	1.23	1.47
N taladros zapateras	N	6	5	4
Largo de la columna a cargar	m	3.54	3.32	2.65
Carga de un barreno	kg/m	3.36	2.1	1.54
Número de cartuchos de explosivo	und	12	8	6
Total de Cartuchos PRC	und	72	40	24
CAJAS (CUADRADORES)	UND	II	III	IV
E/B		1.25	1.25	1.25
Burden	m	0.74	0.88	1.08
Numero de taladros por caja (hastial)	m	3.7	4	2.1
espaciamiento	m	0.84	0.84	0.84
Largo de la columna a cargar	m	3.54	3.32	2.65
Carga de un barreno	kg/m	3.36	2.1	1.54
Número de cartuchos de explosivo	und	9	7	5
Total de Cartuchos PRC	und	33	28	10
CORONAS	UND	II	III	IV
Burden	m	0.52	0.74	0.96
Factor de Fijación		1.25	1.25	1.25
E/B		0.8	0.8	0.8
Espaciamiento	m	0.68	0.68	0.68
n° tiros coronas	und	9	9	9
Explosivo por tiro ó carga de un barreno	kg/barreno	0.73	0.69	0.57
Número de cartuchos	und	4	4	3
Total de cartuchos	und	36	36	27

Fuente: Elaboración Propia

4.4.3.16. TONELADAS ROTAS POR DISPARO.

La sección de la rampa 567 se calculó en función a las siguientes secciones, se realizó calculando 2 secciones rectangulares y 1 semicircunferencia, así como se muestra en la figura N°48.

Figura N°48. Sección de Rampa 4.5 x 4.5



Fuente: Elaboración Propia

$$\text{Área 1} = \text{Ancho} \times \text{Altura} = 4.5 \times 3.5 = 15.75 \text{ m}^2$$

$$\text{Área 2} = \text{Ancho} \times \text{Altura} = 2.5 \times 1 = 2.50 \text{ m}^2$$

$$\text{Área 3} = \text{Semicircunferencia} = \pi \times 1^2/2 = 1.57 \text{ m}^2$$

Entonces:

$$\text{El Area total} = \text{Area 1} + \text{Area 2} + \text{Area 3} = 15.75 \text{ m}^2 + 2.50 \text{ m}^2 + 1.57 \text{ m}^2$$

$$\text{Area total} = 19.82 \text{ m}^2$$

El tonelaje se calcula según la siguiente fórmula.

$$\text{Toneladas} = \text{Area total} \times \text{Avance} \times \text{Peso específico del material roto}$$

A esta fórmula se le añade un 30% de esponjamiento

$$\text{Toneladas} = 19.82 \text{ m}^2 \times 4.00 \text{ m} \times 2.7 \text{ Ton/m}^3 \times 1.30$$

$$\text{Toneladas} = 278.27 \text{ Tn}$$

4.4.3.17. FACTOR POTENCIA.

Para el cálculo de Factor potencia realizamos una división entre los kilogramos de explosivo por disparo y el tonelaje roto en cada disparo.

Cuadro N° 28. Cálculo de factor potencia

Factor de potencia			
Kilogramos por disparo		85.60	kg
toneladas de disparo		278.27	Tn
	Fv =	0.307614	kg/Tn

Fuente: Elaboración propia.

4.5. DESCRIPCION DE LABORES COMPLEMENTARIOS EN LA RAMPA 567

4.5.1. REFUGIOS

El proyecto contempla la construcción de tres refugios, para seguridad del personal de mina.

Cantidad: 3

Sección: 2.0 m x 2.0 x 1.5 m

Longitud total: 4.5 m

Costo unitario: 1,112.85 S/./ml (en roca IIIA).

Costo total = $1112.85 \times 4.5 = 5007.825 \text{ S/} = 5007.825 / 3.76 \text{ S/} / \$ = 1,331.868 \$$

4.5.2. DRENAJE Y CAMARAS DE BOMBEO

El proyecto contempla la construcción de una cámara de bombeo, para la evacuación de agua.

Cantidad: 1

Sección: 3.0 m x 3.0 m

Longitud total: 6 m

Desquinche para profundización: 3.0 m x 6.0 m x 1,50 m

27.0 m³ de profundización de la poza,

Costo unitario: 1,784.26 S/./ml (en roca IIIA)

Costo total = $1784.26 \times 6 = 10705.56 \text{ S/} = 10705.56 / 3.76 \text{ S/} / \$ = 2,847.223 \$$

4.5.3. CHIMENEA 617

Cantidad: 1

Sección: 2.4m x 1.2m x 9.6m

Inclinación: 88°12'9"

Longitud total: 9.6 m

Costo unitario: 1,089.18 S/./ml (en roca IIIA).

Costo total = $1089.18 \times 9.6 = S/ 10456.13 = 10456.13 / 3.76 S/ /\$ = 2,780.88 \$$

4.5.4. CAMARAS DE CARGUIO Y ACUMULACION.

El proyecto contempla la construcción de una cámara de carguío, para transferencia de material.

Cantidad: 1

Sección: 4.0 m x 4.0 m

Longitud total: 18 m

Des quinche para realce: 4.0mx4.0mx1.5m

24.0 m³ de realce en la rampa

Costo unitario: 1,940.47 S/./ml (en roca IIIA).

Costo total = $1940.47 \times 18 = S/ 34928.46 = 34928.46 / 3.76 S/ /\$ = 9,289.48 \$$

Entonces costo total de labores complementarias = $1331.868+2847.223+2780.880+9289.480$

Costo de labores complementarias = 16,249.451 US\$

Figura N°49. Diseño de cámara de carguío y acumulacion



Fuente: Área de Planeamiento Carahuacra

4.6. CARACTERISTICAS DE LAS VETAS NORITA Y MARY

4.6.1. LEY DE CORTE

Conocida también como ley mínima explotable o “cut off”, determinada con el propósito de clasificar los minerales en económicos y no económicos por un periodo de tiempo determinado.

Cuadro N° 29. Ley de Corte de los minerales en las vetas Norita y Mary

Mineral	Oz Ag/TM	% Zn	% Pb	% Cu
ley cut-off	2.18	4.2	0.7	0.1

Fuente: Departamento de geología de Unidad Carahuacra

Los procedimientos de control de la ley del mineral en Carahuacra, están establecidos y estrictamente aplicados para facilitar la extracción de la cantidad máxima de mineral, mientras se minimiza la dilución por la presencia de roca estéril. Dada la naturaleza de leyes medias en cuestión y el total de depósito explorado, un enfoque comprensivo debe basarse en algo más que simplemente seguir las desviaciones de la calidad del mineral. También debe respaldar la

implementación de un enfoque de muestreo adaptativo que siga y modifique continuamente los procesos de extracción y procesamiento. Se debería promover la creación de una cultura que apoye este proceso de mejoramiento continuo, basado en el intercambio de información y lecciones aprendidas sin que este se limite a lo siguiente:

- Inspección diaria de los frentes activos o en operación.
- Marcar con pintura los contactos de mineral y la roca estéril. Levantamiento topográfico a escala 1:50, 1:100 ó 1:250 de los frentes, mostrando los contactos de mineral/estéril, fallas, ubicación de las muestras y otras características significativas.
- Muestra de las paredes sobre una base regular que permita asegurar que no queda detrás mineral de ley minable.
- Muestreo a través del frente (o de la parte posterior) con muestras separadas de la veta y de la roca caja de la veta.
- Se perforan en las paredes huecos cortos de prueba en bases regulares, para localizar la probable existencia de vetas paralelas, específicamente adyacentes a las vetas.

Aparte de las actividades anteriormente mencionadas, es crítico llevar a cabo una conciliación detallada de toneladas de mineral extraído y leyes obtenidas, es decir:

- Esto se refiere a una comparación minuciosa de las leyes de cabeza calculadas en la planta de concentración con los tonelajes correspondientes y los cálculos de reserva para cada tajeo.
- Cualquier diferencia o desviación descubierta debe ser abordada de inmediato y de manera precisa. Una investigación detallada sobre las causas subyacentes de estas anomalías

debería llevar a un ajuste adecuado de los métodos de control de leyes y/o las prácticas comunes para el cálculo o estimación de reservas.

Dada a la dinamicidad de la industria minera y a los múltiples factores que pueden incidir en la rentabilidad y eficiencia de la operación, también, es indispensable estar atento a la variación de una serie de parámetros. Este puede ser el caso del precio de los metales en el mercado global, la eficacia de los procesos de recuperación en la planta, además de los avances en los métodos mineros y las condiciones geotécnicas de la roca encajonante, entre otros factores que pueden tener un alto impacto en la prefactibilidad económica de la operación. En este sentido, la revisión periódica de la ley de corte se vuelve crucial. Este proceso incluye una evaluación periódica del costo por tonelada y los niveles de ley de corte reales, con el objetivo de realizar los ajustes necesarios para mantener la operación minera lo más rentable posible. Dado el panorama cambiante de la industria, se recomienda que las revisiones se realicen al menos una vez al año, aunque en algunos casos es posible que se requieran revisiones más frecuentes, para garantizar que la mina Carahuacra opere de manera óptima y eficiente en términos económicos.

Cuadro N° 30. Ley de corte estimada en las vetas Norita y Mary

Planta	Ley de zing (%)		Ley de plomo (%)		Ley de cobre (%)		Ley de plata (Onz)	
	2023	2024	2023	2024	2023	2024	2023	2024
Victoria	4.4	4.8	0.9	1.1	0.1	0.2	1.8	2.2
Andaychagua.	4.0	4.8	0.4	0.6	0.09	0.1	1.7	2.1
Total	4.2	4.8	0.7	0.9	0.1	0.2	1.75	2.15

Fuente: Area de planeamiento Carahuacra

4.6.2. VÍAS DE ACCESO A LAS VETAS MARY Y NORITA

El diseño y construcción de la rampa 567 tendrá un impacto significativo en la producción de la mina Carahuacra, al abrir el acceso a dos vetas de alto potencial minero. Esta rampa será diseñada, con una sección de 4.50 x 4.50 metros y una gradiente del 12%, no solo facilitará la extracción del mineral, sino que también optimizará la movilidad de los camiones diésel en su trayectoria.

Además de la Rampa 567 destinada a la extracción de mineral, se han planificado otras estructuras clave para garantizar la eficiencia operativa. Las rampas adicionales, con secciones de 4.50 x 4.00 metros y un gradiente del -12%, así como las Rampas Positivas con sección de 3.0 x 3.0 metros y un gradiente del +15%, que sirven de acceso a los diferentes tajos en actual explotación.

4.6.3. CARACTERÍSTICAS DE LA VETA

Las principales características físicas del yacimiento son las siguientes:

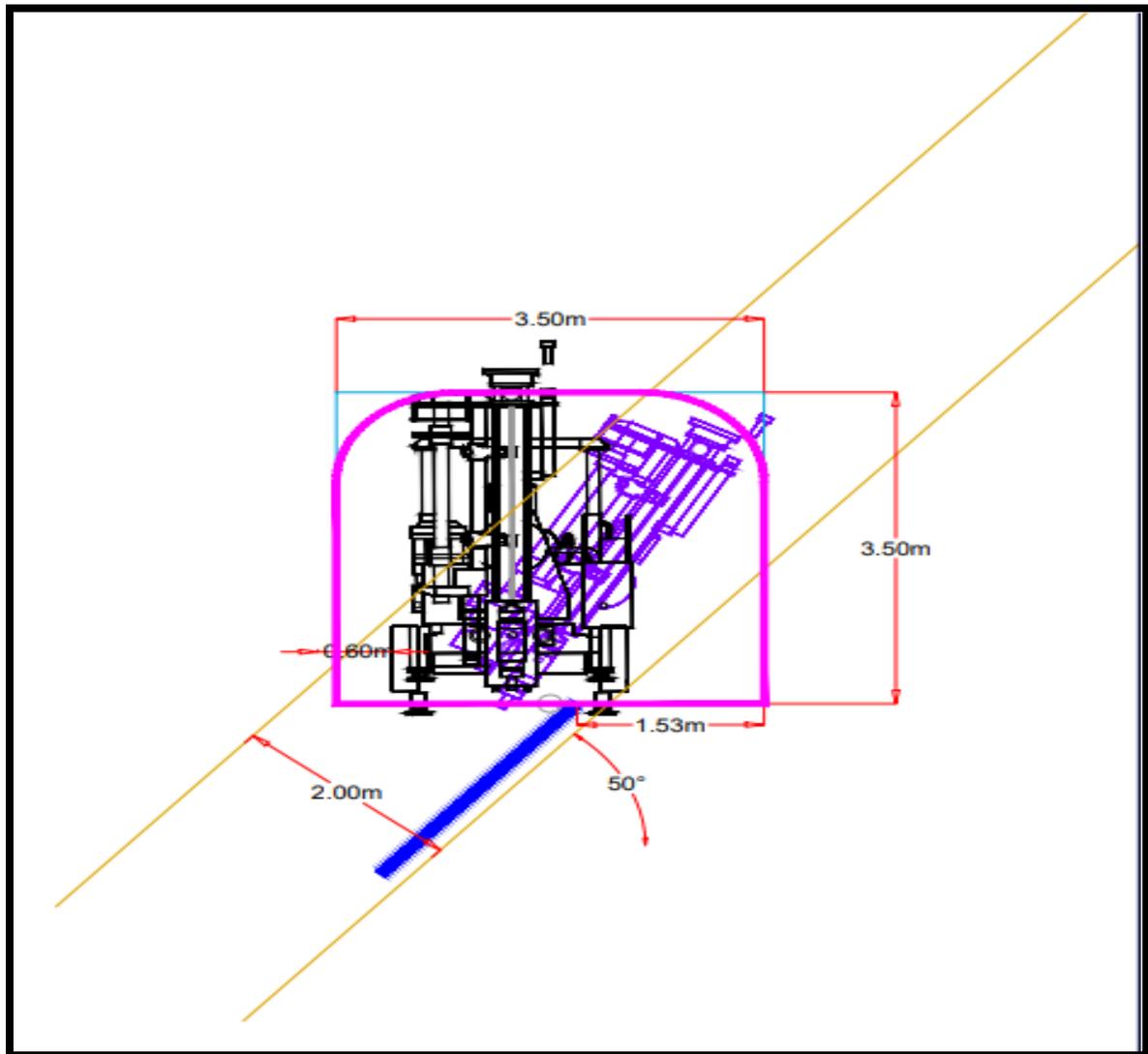
- Peso Específico del Material In-Situ: 2.7 TM/m³
- Peso Específico del Mineral Roto: 2.40 TM/m³
- Peso Específico del Relleno: 1 81 Kg/m³
- Factor de Esponjamiento: 26% - 30%
- Humedad: 6 – 8%

Para iniciar la explotación de una estructura está delimitada por labores de desarrollo y preparación tales como Galería Inferior, Galería Superior, Chimeneas Laterales, además de una

Chimenea Central que van desarrollándose con el tajeo. Desde la galería inferior se inicia el desarrollo de la chimenea central, la cual sirve como punto de partida para la excavación de un subnivel que recorre longitudinalmente el bloque mineralizado. Durante el proceso, se deja un puente de mineral de 3 metros de altura entre la galería y el subnivel, creando así una estructura que facilite la operatividad minera.

Una vez que se han completado estas etapas, comienza la fase de aprovechamiento del depósito mineral. A medida que se va finalizando la extracción del mineral en una zona, se procede a igualar el corte del tajo, asegurando así un flujo de producción constante. Este ciclo se repite de manera sistemática durante toda la vida útil del tajo, garantizando una explotación eficiente y sostenible del recurso minero.

Figura N°50. Características de la veta Norita y Mary



Fuente: Elaboración Propia “Software AutoCAD 2019”

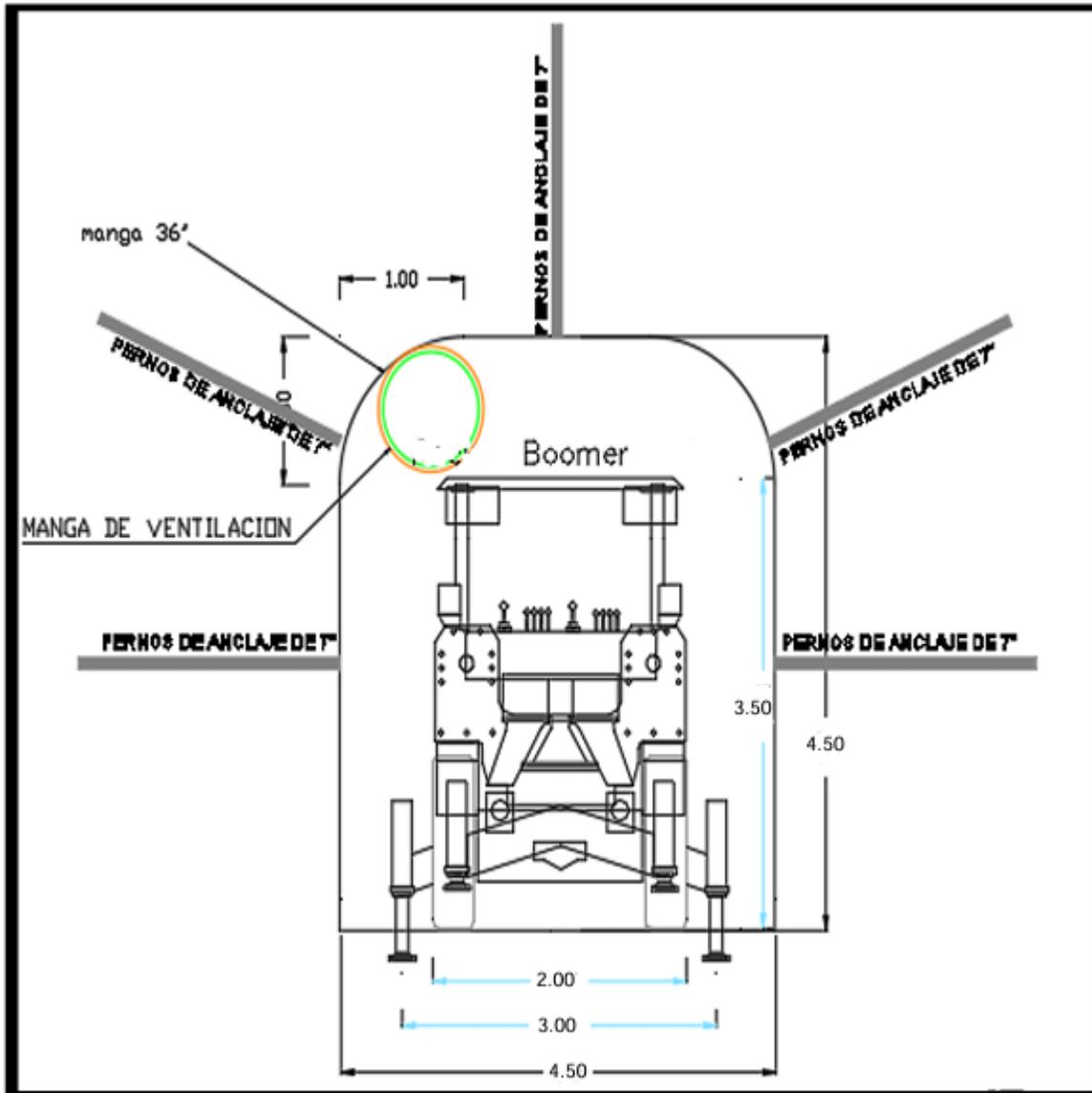
CAPITULO V

ANALISIS DE RESULTADOS

5.1. ANALISIS DE PREFACTIBILIDAD DE LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567.

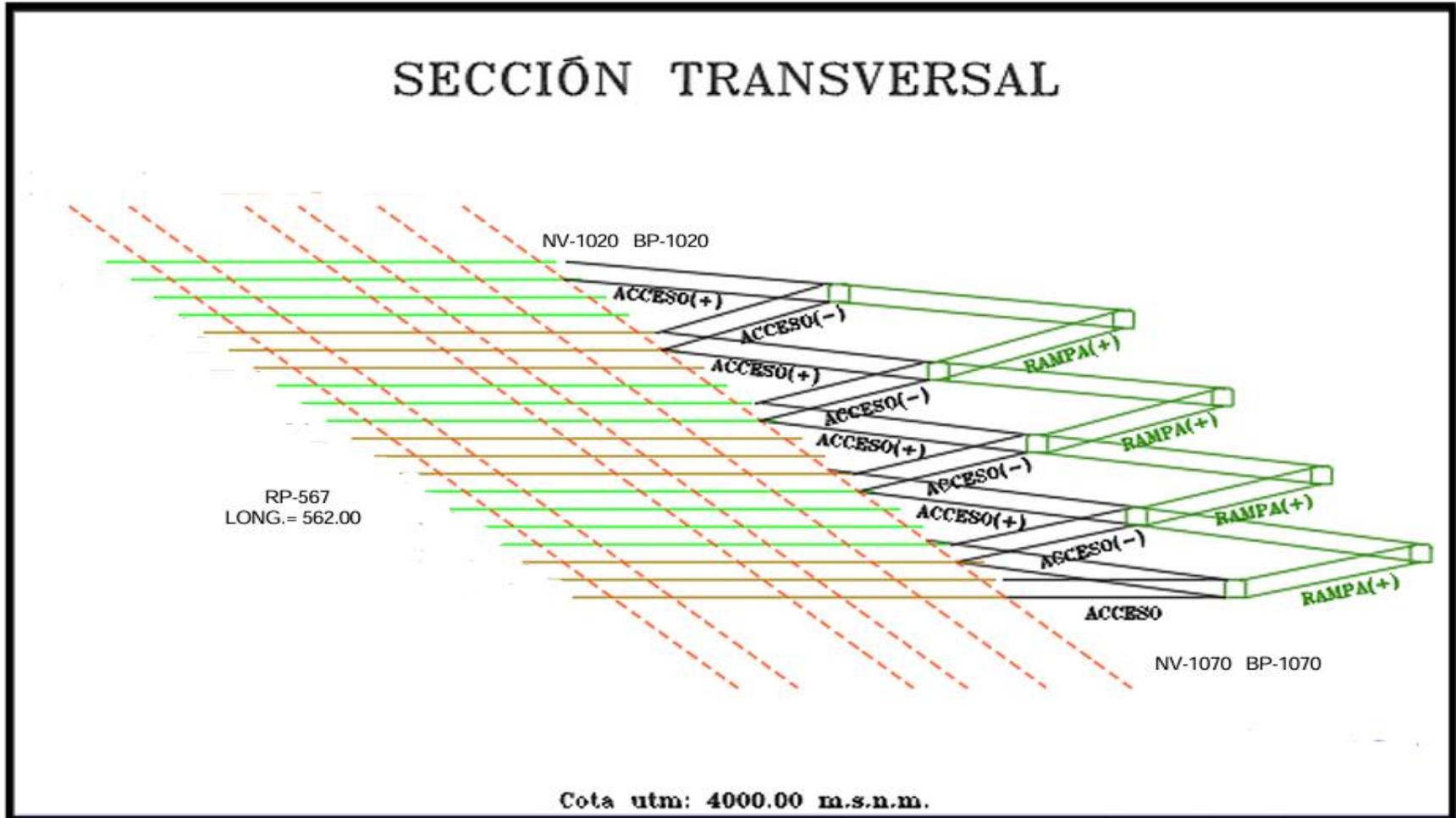
En el presente capítulo se presentan el análisis de los resultados de la presente tesis, mostrando el diseño conceptual de la rampa 567 del tipo zigzag para la extracción de mineral de las vetas Norita y Mary de la Mina Carahuacra. El diseño y construcción de rampas 567 es un factor importante que afecta tanto la eficiencia operativa como los costos de un proyecto minero, es por ello que esta investigación se puede mostrar cómo el tipo de rampa seleccionado es la opción más adecuada, basándose en varios factores como la longitud de la rampa, el ángulo de inclinación, el método de excavación, las condiciones geomecánicas de la zona, etc.

Figura N°51. Especificaciones técnicas del frente de la rampa 567



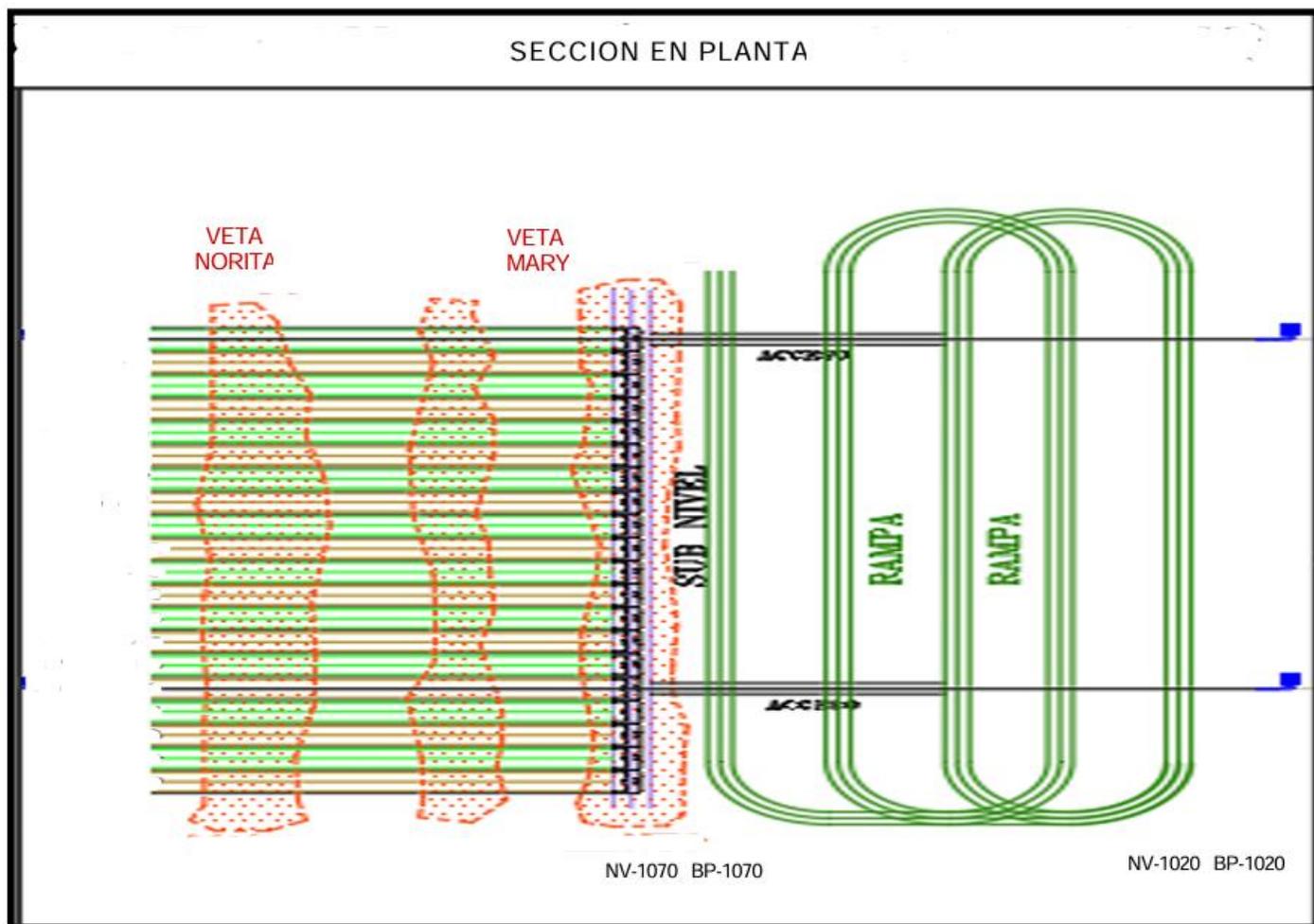
Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCAD 2019"

Figura N°52. Sección transversal de la rampa 567



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCAD 2019"

Figura N°53. Sección en planta de la rampa 567



Fuente: Elaboración Propia "Software AutoCAD 2019"

El presente estudio permite tener una aproximación de la estructura de costos mediante un análisis conceptual de los costos que involucra la construcción de la rampa 567 de la Mina Carahuacra. Para realizar el análisis de Prefactibilidad del proyecto se han determinado los costos de todas las labores de desarrollo del proyecto. Además, el cálculo de costos de ejecución de la Rampa 567 se realizará en función a los precios unitarios de las empresas contratistas. Debemos considerar que el metraje de la rampa no será el único metraje, también se realizan labores auxiliares como cámaras de carguío, refugios, etc.

Cuadro N° 31. Metraje total de labores a ejecutar

LABORES A EJECUTAR					
LABOR	CANTIDAD	LONGITUD	und	LONGITUD TOTAL	und
vestuario	1	20	m	20	m
almacen	1	25	m	25	m
camara de carguio	10	15	m	150	m
camaras para perforacion diamantina	3	10	m	30	m
camara de bombeo	3	20	m	60	m
ventanas para chimeneas	1	10	m	10	m
ventanas para chimeneas	2	25	m	50	m
Rampa 567	1	562	m	562	m
TOTAL				907	m

Fuente: Elaboración propia

El tiempo de construcción de la Rampa 567 considerando el avance de 8 metros por día.

$$\text{Tiempo de ejecución} = \frac{\text{Longitud total}}{\text{Avance por día}}$$

$$\text{Tiempo de ejecución} = \frac{907 \text{ m}}{8 \text{ m/día}}$$

Tiempo de ejecución = 113.40 días ≅ 4 meses

5.1.1. COSTOS DE PERFORACION DE LA RAMPA 567

Los costos involucrados en el diseño y construcción por metro lineal de la Rampa 567 será de 548.15 US\$/m y se describen en el cuadro N° 32:

Cuadro N° 32. P.U de Perforación de Rampa 4.5x4.5

RAMPA DE SECCION 4.6 X 4.5 m - CON JUMBO

PARTIDA:		N° Taladros:	32	uni
EQUIPOS:	PERFORADORA JUMBO	N° Tal.carg.:	28	uni
SECCION:	4.5 m x 4.5 m	AVANCE:	4.00	m/dis

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL SI.	TOTAL SI./ML
1.- MANO DE OBRA								
	Operario perforista - Jumbo	2.39	HH	1.00	190.00	SI/Tarea	454.10	
	Ayudante perforista - Jumbo	2.39	HH	1.00	170.00	SI/Tarea	406.30	
	Maestro de Servicios Auxiliares	2.39	HH	1.00	180.00	SI/Tarea	430.20	
	Ayudante de Servicios Auxiliares	2.39	HH	1.00	170.00	SI/Tarea	406.30	
	Bodeguero	1.05	HH	0.30	149.00	SI/Tarea	46.94	
	Supervision (capataz)	1.19	HH	0.35	170.00	SI/Tarea	70.54	
							1814.37	1201.57
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo Normal	7.02	HH	1.00	2.17	US\$/Tarea	15.24	
	Personal Operativo en Agua	4.78	HH	1.00	3.15	US\$/Tarea	15.07	
							30.31	20.08
ITEM	DESCRIPCION	CONSUMO/GU ARDIA	UNIDAD		PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL SI.	TOTAL SI./ML
3.- ACEROS DE PERFORACION Y MATERIALES								
	Barra de perforación 16	744.50	PP	SI/PP	0.74	SI.	550.93	
	Broca de boton R28 x 51mm	744.50	PP	SI/PP	0.74	SI.	550.93	
	Shank adapter T38	744.50	PP	SI/PP	0.36	SI.	268.02	
	Coupling T38 R38	744.50	PP	SI/PP	0.09	SI.	67.01	
	Broca escareadora (REAMING BIT) R32 102	57.50	PP	SI/PP	3.99	SI.	229.43	
	Copas de Afilado	744.50	PP	SI/PP	0.50	SI.	372.25	
	Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	9.00	und	SI/Aund	3.20	SI.	28.80	
	Tuberia de polietileno HDPE 8"	3.00	m	SI/m	49.50	SI.	148.50	
	Reduccion campana de FG 8" A 4"	0.05	und	SI/Aund	48.60	SI.	2.43	
	Reduccion campana de FG 4" A 2"	0.05	und	SI/Aund	24.20	SI.	1.21	
	Reduccion campana de FG 2" A 1"	0.05	und	SI/Aund	8.60	SI.	0.43	
	Abrazadera Mullerbach de 4"	0.05	und	SI/Aund	40.70	SI.	2.04	
	Abrazadera Mullerbach de 2"	0.05	und	SI/Aund	13.20	SI.	0.66	
	Valvula esferica de 8"	0.05	und	SI/Aund	618.30	SI.	30.92	
	Valvula esferica de 4"	0.05	und	SI/Aund	528.70	SI.	26.44	
	Valvula esferica de 2"	0.05	und	SI/Aund	88.00	SI.	4.40	
	Valvula esferica de 1"	0.05	und	SI/Aund	26.00	SI.	1.30	
	Niple con rosca de 2" fierro negro	0.05	und	SI/Aund	8.80	SI.	0.44	
	Niple con rosca de 4" fierro negro	0.05	und	SI/Aund	15.60	SI.	0.78	
	Tacos de arcilla	78.00	und	SI/Aund	0.75	SI.	58.50	
	Cadena de 1/8" (bloqueo labores)	0.10	kg	SI/kg	6.60	SI.	0.66	
	Guiador de aluminio 45mm	1.00	und	SI/Aund	84.60	SI.	84.60	
	Aislante electrico	0.10	und	SI/Aund	1.74	SI.	0.17	
	Manguera de 1" diámetro 30 mts	0.67	m	SI/m	14.23	SI.	9.53	
	Manguera de 2" diámetro 30 mts	0.67	m	SI/m	24.84	SI.	16.64	
	Manguera de jebe y lona de bombeo de 4"	0.67	m	SI/m	57.00	SI.	38.19	
	Mangas de Ventilacion 36"	0.67	m	SI/m	12.60	SI.	8.44	
	Reflector 500 w	1.00	pza	SI/pza	117.65	SI.	117.65	
	Equipo fluorescente recto, 40 w 440 v	0.07	pza	SI/pza	83.40	SI.	5.84	
	Combustible	16.00	gln	SI/gln	8.50	SI.	136.00	
							2763.13	1829.88
4.- HERRAMIENTAS								
	Instalacion de alcayatas (cable y tuberias)	1.00	pp	1.00	27.13	SI.	27.13	
	Implementos de seguridad Operación	4.50	Tarea	1.00	6.82	SI.	30.69	
	Herramientas	1.00	Tarea	1.00	12.36	SI.	12.36	
	Lamparas mineras Operación	4.50	Tarea	1.00	3.03	SI.	13.64	
							83.82	55.51
5.- EQUIPO (JUMBO)								
	DESCRIPCION	VIDA UTIL	CONSUMO/GU ARDIA		PRECIO UNITARIO	SI.	SUBTOTAL	TOTAL
		hr	3.00	SL/1hr	574.00	SI.	1722.00	
							1722.00	1140.40
6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							6413.63	1603.41
7.- COSTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales		%	0%		SI.	0.00	
	Utilidad		%	10%		SI.	641.36	
							641.36	424.74
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN SOLES (SI./ML)								2028.15
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/ML)								548.15

Fuente: Área Planeamiento Carahuacra.

Nota: Se utiliza el factor de cambio de soles a dólares de 3.76, según el precio del mercado actual.

Una vez calculado el costo por metro de perforación de la rampa debemos calcular el costo total de la perforación de la Rampa, así como se muestra en el cuadro N° 33.

Cuadro N° 33. Costo Total de perforación de la Rampa 567

COSTO TOTAL DE PERFORACION EN DOLARES		
COSTO POR METRO LINEAL DE AVANCE	548.15	US\$/ml
LONGITUD TOTAL A EJECUTAR	907	metros
COSTO TOTAL	497172.05	US\$

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.2. COSTO DE VOLADURA.

El cálculo del costo de explosivos por disparo se encuentra en función a la cantidad de explosivo y accesorios usados por frente de disparo, así como se muestra en el cuadro N° 34.

Cuadro N° 34. Cálculo de costo de explosivos.

		N° cartuch o Piezas	Precio unitario Cartuchos	PRECIO TOTAL Soles (S/.)
FRENTES				
EXPLOSIVOS				
Emulnor 5000 1 1/2" x 12"	Cart	60	0.68	40.80
Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	Cart	150	0.50	75.00
Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	Cart	80	0.48	38.40
GELATINA 90% 1 1/4" x 8"	Cart	124	0.53	65.72
SEMEXA 45% 1 1/8" x 12"	Cart	122	0.53	64.66
ACCESORIOS				
Faneles 4.2 metros TP	und	58	1.26	73.08
Cordon detonante 3P	m	60	0.16	9.54
Carmex® de 2.4 metros	und	2	0.54	1.09
Mecha de Rápida	m	0.2	0.39	0.08
TOTAL			S/.	368.37

Fuente: Elaboración Propia.

El costo de voladura por metro de avance se muestra en el cuadro N°35.

Cuadro N° 35. Costo de Voladura por metro.

COSTO DE VOLADURA EN DOLARES		
COSTO DE VOLADURA POR DISPARO	S/.	368.37
AVANCE	m	4.00
COSTO POR METRO	S./m	92.09
COSTO POR METRO	US\$/m	24.95

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.3. COSTO DE LIMPIEZA DE RAMPA.

El costo de limpieza está en función al P.U, el P.U de limpieza de Rampa considera el costo de operador, tiempo de utilización de Scooptram de 4.0 Yd³, el precio por hora del equipo, combustible, etc. Este precio será un aproximado de 222.66 US\$/m, así como se muestra en el cuadro N° 36.

Cuadro N° 36. Costo Unitario Limpieza

LIMPIEZA RAMPA DE SECCION 4.5m x 4.5m - CON SCOOPTRAM								
ITEM	DESCRIPCION	FACTOR DE PAGO	UNIDAD	TOTAL POR GUARDIA	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL S/.	TOTAL S./ML
1.- MANO DE OBRA								Avance= 4.00
	Operador de Jumbo emperador	1.30	H.H	0.75	190.00	S./Tarea	185.25	
							185.25	46.31
ITEM	DESCRIPCION		UNIDAD	CONSUMO POR	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL S/.	TOTAL S./ML
2.- EQUIPOS								
	Scooptram 4yd3		Hr	5.94	430.00	US\$/hr	2554.20	
							2554.20	638.55
3.- Suministro/Herramientas								
	Combustible		gl	30.00	8.30	S./gl	249.00	
	Implementos de seguridad Operación	0.75	und	1.00	6.70	S./und	5.03	
	Herramientas	0.75	und	1.00	3.00	S./und	2.25	
							256.28	64.07
4.- SUBTOTAL COSTOS							2995.73	748.93
5.- COSTOS POR INSTALACION								
	Utilidad		%	10%		S/.	299.57	
							3295.30	823.82
TOTAL COSTO x UNIDAD EN SOLES (S./ML)								823.82
TOTAL COSTO x UNIDAD EN DOLARES(US\$/ML)								222.66

Fuente: Área planeamiento proyecto Carahuacra

Una vez tenemos el Costo de limpieza por metro de Rampa calculamos el costo total de limpieza, así como se muestra en el cuadro N° 37.

Cuadro N° 37. Costo total de limpieza.

COSTO TOTAL DE LIMPIEZA		
COSTO POR METRO LINEAL DE AVANCE	222.66	US\$/ml
LONGITUD TOTAL A EJECUTAR	907	metros
COSTO TOTAL	201952.62	US\$

Fuente: Elaboración propia

5.1.4. COSTO DE SOSTENIMIENTO EN LA RAMPA.

El sostenimiento seleccionado es el de shotcrete de 2 “de espesor con pernos Helicoidales de 8 pies distribuidos sistemáticamente.

5.1.4.1. COSTO DE SOSTENIMIENTO CON PERNOS HELICOIDALES.

Para realizar la instalación de pernos helicoidales de 8 pies debemos considerar según al cuadro de valorización.

El costo por unidad se calcula, considerando un rendimiento de 33 und por el tiempo de consumo por guardia.

Cuadro N° 38. Costo Unitario de instalación de pernos Helicoidales de 8 pies

INSTALACION DE PERNOS HELICOIDALES 8 PIES							
ITEM	DESCRIPCION	FACTOR DE PAGO	UNIDAD	TOTAL POR GUARDIA	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL S/.	TOTAL S./Rendi.
1.- MANO DE OBRA							Rendimiento = 33
	Operador de Jumbo emperrador	1.30	H.H	1.00	190.00	S./Tarea 247.00	
	Ayudante de Jumbo emperrador	1.30	H.H	1.00	170.00	S./Tarea 221.00	
						468.00	14.18
ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CONSUMO POR	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL S/.	TOTAL S./Rendi.	
2.- EQUIPOS							
	Jumbo emperrador	Hr	3.40	440.90	US\$/hr 1499.06		
						1499.06	45.43
3.- Suministro/Herramientas							
	Barra de perforación 12	pp	237.00	0.50	S./gln 118.50		
	Broca de botón R28 x 51 mml	pp	237.00	0.70	S./und 165.90		
	Shank adapter T38	pp	237.00	0.35	S/.	82.95	
	Coupling T38 R38	pp	237.00	0.09	S/.	21.33	
	Copas de Afilado	pp	237.00	0.25	S/.	59.25	
	Afilador de brocas	pp	237.00	0.06	S/.	14.22	
	Perno Anclaje Helicoidal 1" x 7' (Completo)	und	35.00	25.00	S/.	875.00	
	Cembol	und	130.00	1.10	S/.	143.00	
	Resina Rápida	und	90.00	2.30	S/.	207.00	
	Cadena de 1/8" (bloqueo labores)	kg	0.20	6.50	S/.	1.30	
	Manguera de 1" diámetro 30 mts.	m	3.00	14.23	S/.	42.69	
	Manguera de 2" diámetro 30 mts	m	3.00	24.84	S/.	74.52	
	Combustible	gl	10.50	8.60	S/.	90.30	
	Implementos de seguridad Operación	2.00 und	1.00	6.82	S/.	13.64	
	Herramientas	1.00 und	1.00	12.00	S/.	12.00	
	Lámparas mineras Operación	2.00 und	1.00	2.60	S/.	5.20	
						1926.80	58.39
4.- SUBTOTAL COSTOS						3893.86	118.00
5.- COSTOS POR INSTALACION							
	Utilidad	%	10%		S/.	389.39	
						4283.25	129.80
TOTAL COSTO x UNIDAD EN SOLES (S/.)							129.80
TOTAL COSTO x UNIDAD EN DOLARES(US\$.)							35.08

Fuente: Área planeamiento proyecto Carahuacra

Pernos helicoidales distribuidos sistemáticamente espaciados a 1.5m, se determina un rendimiento de 5 pernos por metro, así como se muestra en el cuadro N° 39.

Cuadro N° 39. Costo total de instalación de pernos Helicoidales

COSTO TOTAL DE INSTALACIÓN DE PERNOS HELICOIDALES		
COSTO POR UNIDAD	35.08	US\$
RENDIMIENTO DE PERNO POR METRO	5	
COSTO TOTAL	175.40	US\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.4.2. COSTO DE LANZADO DE SHOTCRETE.

Para realizar el lanzado de shotcrete 2" se va considerar según al cuadro de valorización. Calculamos el costo por unidad, considerando un rendimiento de 46.00 m² para el lanzado de shotcrete se usa una autohormigonera con una capacidad de 4m³. así como se muestra en el cuadro N° 40.

Cuadro N° 40. Costo Unitario de Lanzado de Shotcrete 2".

LANZADO DE SHOTCRETE 2" ROBOT ALPHA 20								
	Rendimiento				46.00	m2		
	Gunitoc				14.60	kg		
	Neoplast				4.00	lt		
	Fibra metalica				4.00	kg		
	Cemento				425.00	kg		
	Arena				1500.00	kg		
	Factor por rebote				10%			
	Avance m				3.99	m		
	Rugosidad				10%			
	Compactacion				10%			
	Perímetro				12.64	m		
	Espesor				0.0508	m		
	Volumen				3.41	m3		
ITEM	DESCRIPCION	FACTOR DE PAGO	UNIDAD	TOTAL POR GUARDIA	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL S/.	TOTAL S./m2
1.-	MANO DE OBRA							Rendimiento = 46
	Operador Alpha 20	1.30	H.H	1.00	190.00	S./Tarea	247.00	
	Ayudante Alpha 20r	1.30	H.H	1.00	170.00	S./Tarea	221.00	
	Ayudante Mina	1.30	H.H	2.00	150.00	S./Tarea	390.00	
	Operador Tornado	1.30	H.H	0.00	190.00	S./Tarea	0.00	
	Operador Autohormigonera	1.30	H.H	1.00	190.00	S./Tarea	247.00	
							1105.00	24.02
ITEM	DESCRIPCION	VIDA UTIL	UNIDAD	POR GUARDIA	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL S/.	TOTAL S./m2
2.-	EQUIPOS							
	Robot Alpha 20		Hr	8.00	290.00	US\$/hr	2320.00	
	Autohormigonera		Hr	8.00	145.50	US\$/hr	1164.00	
							3484.00	75.74
3.-	Suministro/Herramientas							
	Fibra metálica		kg	12.00	5.50	S./kg	66.00	
	Arena		kg	4630.00	0.05	S./kg	231.50	
	Sika/Gunitoc		kg	43.50	12.00	S./kg	522.00	
	Neoplast		lt	12.00	12.00	S./lt	144.00	
	Cemento		kg	1275.00	0.52	S./kg	663.00	
	Calibradores		und	44.00	2.40	S./und	105.60	
	Reflector 500 w		und	2.00	117.20	S./und	234.40	
	Combustible		gl	37.60	8.30	S./gl	312.08	
	Implementos de seguridad Operación	5.00	und	1.00	6.85	S./und	34.25	
	Lámparas mineras Operación	5.00	und	1.00	3.50	S./und	17.50	
	Herramientas	1.00	und	1.00	12.36	S./und	12.36	
							2342.69	50.93
4.-	SUBTOTAL COSTOS						6931.69	150.69
5.-	COSTOS POR INSTALACION							
	Utilidad		%	10%		S/.	693.17	
							7624.86	165.76
	TOTAL COSTO x UNIDAD EN SOLES (S./m2)							165.76
	TOTAL COSTO x UNIDAD EN DOLARES(US\$/m2)							44.80

Fuente: Área planeamiento proyecto Carahuacra

Calculamos el rendimiento de lanzamiento de Shotcrete con respecto al avance de la Rampa, así como se muestra en el cuadro N° 41.

Cuadro N° 41. Rendimiento de Lanzado de Shotcrete.

RENDIMIENTO DE LANZADO DE SHOTCRETE.		
RENDIMIENTO	46	m ²
AVANCE	4.00	m
Rendimiento	11.50	m²/m

Fuente: Elaboración Propia.

Una vez determinado el rendimiento de lanzamiento de Shotcrete (m²/m), calculamos el costo total de lanzamiento de Shotcrete, así como se muestra en el cuadro N° 42.

Cuadro N° 42. Costo Total de lanzamiento de Shotcrete en Rampa 567.

COSTO TOTAL DE LANZADO DE SHOTCRETE.		
RENDIMIENTO DE LANZADO	11.50	m ² /m
COSTO POR METRO CUADRADO	44.80	US\$/m ²
COSTO TOTAL/m	516.544	US\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.5. COSTO DE DRENAJE

Para el costo de drenaje tenemos que considerar que a medida que avance la Rampa 567 la distribución de bombas y capacidades variaran, así como se muestra en el cuadro N° 43.

Cuadro N° 43. Escenarios de sistemas de bombeo

	CALCULOS	
	LONGITUD DE LA RAMPA 562 (m)	TIEMPO DE EJECUCION 4 (meses)
	160	1.0
	300	1.3
	562	1.7
Total	562	4

Fuente: Elaboración Propia.

Cada metraje tendrá su sistema de Bombeo, siendo los 562 metros de rampa para los cuales se diseñó el sistema de bombeo.

Las bombas utilizadas serán alquiladas mensualmente mediante un costo Flat será como se muestra en el cuadro N° 44.

Cuadro N° 44. Costo de Bombas

COSTO	
BOMA	PRECIO (Dolares) US\$
BOMBA DE 30 HP	2160.00
BOMBA DE 60 HP	2400.00

Fuente: Elaboración Propia.

A continuación, se muestra la tabla con la distribución de bombas requeridas según el avance de la Rampa 567.

Cuadro N° 45. Bombas Necesarias

	CALCULOS				
	LONGITUD DE LA RAMPA 562 (m)	BOMBA DE 30 HP	BOMBA DE 60 HP	TIEMPO DE EJECUCION 4 (meses)	PRECIO EN DOLARES (US\$)
	160	1		1.0	2160.00
	300	1	1	1.3	5928.00
	562	1	1	1.7	7752.00
Total	562			4	15840.00

Fuente: Elaboración Propia.

Realizamos el cálculo del costo de bombeo por metro de avance, así como se muestra en el cuadro N° 46.

Cuadro N° 46. Costo de Bombeo por Metro

CALCULOS		
COSTO TOATAL POR BOMBEO	15840.00	\$
LONGITUD A EJECUTAR (m)	907	m
COSTO POR METRO (\$/m)	17.46	\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.6. COSTO DE VENTILACIÓN.

Los ventiladores utilizados son alquilados los precios son.

Cuadro N° 47. Costo de alquiler de ventiladores.

COSTO VENTILADORES.		
VENTILADOR	PRECIO(MES)	UND
VENTILADOR 30000 CFM	1920.6	US\$
VENTILADOR 20000 CFM	1646.5	US\$
COSTO TOTAL	3567.1	US\$/mes

Fuente: Elaboración Propia.

Entonces con este dato podemos determinar el precio total del alquiler de ventiladores:

Precio Total = Costo por mes x Tiempo de ejecución

Precio Total = 3567.10 US\$/mes x 4 meses = 14268.4 US\$

Ahora realizamos el cálculo de costo de ventilación por metro de la Rampa 567, así como se muestra en el cuadro N° 48.

Cuadro N° 48. Costo de Ventilación por metro

COSTO TOTAL DE VENTILACION POR METRO.		
PRECIO TATAL	14268.40	US\$
LONGITUD A EJECUTAR	907	m
COSTO TOTAL/m	15.7314	US\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.7. COSTO DE ENERGÍA.

5.1.7.1. COSTO DE GRUPOS ELECTRÓGENOS.

El cálculo de energía necesaria para la mina se dedujo que se necesitan un grupo electrógeno “Grupo Electrónico Caterpillar C-27”, realizamos el cálculo de costo del grupo electrógeno por metro de avance, así como se muestra en el cuadro N° 49.

Cuadro N° 49. Costo de Grupo Electrónico.

COSTO ELECTROGENO		
GRUPO	PRECIO	UND
GRUPO ELEC. C-27	49300.00	S./mes
TIEMPO DE EJECUCION DE LA RAMPA	4	mes
COSTO TOTAL EN SOLES	197200.00	S/.
COSTO TOTAL EN DOLARES	53297.297	US\$
LONGITUD DE EJECUCION	907	m
COSTO TOTAL EN DOLARES/m	58.76218	US\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

Nota: Calculo de costo de alquiler de grupos electrónicos durante el tiempo de ejecución de la

Rampa, tipo de cambio 3.76 S./.\$

5.1.7.2. COSTO DE COMBUSTIBLE.

Los grupos electrónicos tienen un consumo diario de 210 Galones de combustible, realizamos el cálculo de costo de combustible para los grupos electrónicos por metro de avance de la rampa, así como se muestra en el cuadro N° 50.

Cuadro N° 50. Consumo de combustible (Grupo Electrónico).

COSTO DE CONSUMO DE COMBUSTIBLE		
GRUPO	CONSUMO	UND
GRUPO ELEC. C-27	210	gl/día
PRECIO DE COMBUSTIBLE	12.80	S./gl
COSTO POR MES	594.00	S./mes
COSTO TOTAL EN SOLES	2376	S/.
COSTO TOTAL EN DOLARES	642.162	US\$
COSTO TOTAL EN DOLARES/m	1.1426	US\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.8. COSTO DE AIRE COMPRIMIDO.

El compresor es alquilado con un precio Flat por mes, Costo por metro de alquiler de compresor de la Rampa será:

Cuadro N° 51. Costo de Compresor

COSTO DE COMPRESOR		
COMPRESOR GA-250	22400.00	S./mes
TIEMPO DE EJECUCION DE LA RAMPA	4	meses
COSTO TOTAL EN SOLES	89600.00	S/.
COSTO TOTAL EN DOLARES	24216.216	US\$
COSTO TOTAL EN DOLARES/m	26.699	US\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.9. GASTOS GENERALES

Los gastos generales son todos los costos como sueldos de ingenieros, sueldos administrativos, costos de vehículos, costos de internet, etc., todos los costos que no están en función al avance de la Rampa, así como se muestra en el cuadro N° 52.

Cuadro N° 52. Gastos Generales

ANALISIS DE GASTOS GENERALES E.C.M.							
				Beneficios Sociales		64.36%	
				T.C. Nuevos Soles/US \$		3.70	
Item	Descripción	Incidencia	Básico	Básico		Total	Total
			S/.mes	US\$/mes		US\$/mes	US\$/mes
				S B	L S	SB + LS	ST
I.- Sueldos							
1	Ingeniero Residente	1.00	6,000	1,622	1,044	2,665	2,665
2	Ingeniero de seguridad	1.00	7,000	1,892	1,218	3,110	3,110
3	Capataz	2.00	4,000	1,081	696	1,777	3,554
4	Administrador	1.00	5,000	1,351	870	2,221	2,221
5	Mecánico de Jumbo	1.00	2,550	689	444	1,133	1,133
6	Topógrafos	1.00	1,200	324	209	533	533
7	Logístico Mina	1.00	1,500	405	261	666	666
8	Chofer	2.00	1,500	405	261	666	1,333
	Subtotal						15,214.35
II.- Implementos de Seguridad							
1	Ingeniero Residente	1.00		2.17	30.00	65.18	65.18
2	Ingeniero de seguridad	1.00		2.17	30.00	65.18	65.18
3	Inspector de seguridad	0.00		2.17	30.00	65.18	0.00
4	Capataz	2.00		2.17	30.00	65.18	130.37
5	Administrador	1.00		0.38	30.00	11.44	11.44
6	Asistente Social	0.00		0.38	30.00	11.44	0.00
7	Mecánico de Jumbo	1.00		2.17	30.00	65.18	65.18
8	Topógrafos	1.00		2.17	30.00	65.18	65.18
9	Logístico Mina	0.00		1.60	30.00	48.00	0.00
	Subtotal						402.55
III.- Alimentacion							
1	Ingeniero Residente	1.00		15.00	30.00	450.00	121.62
2	Ingeniero de SEGURIDAD	1.00		15.00	30.00	450.00	121.62
3	Inspector de seguridad	0.00		15.00	30.00	450.00	0.00
4	Capataz	2.00		15.00	30.00	450.00	243.24
5	Administrador	1.00		15.00	30.00	450.00	121.62
6	Asistente Social	0.00		15.00	30.00	450.00	0.00
7	Mecánico de Jumbo	1.00		15.00	30.00	450.00	121.62
8	Topógrafos	1.00		15.00	30.00	450.00	121.62
9	Logístico Mina	0.00		15.00	30.00	450.00	0.00
	Subtotal						851.35
IV.- Movilidad y Combustibles							
	Camión de servicio de 5.0TM	1.00	8,000.00			2,162.16	2,162.16
	Combustible (gls)	0.00	15.00			4.05	0.00
	Camioneta	1.00	5,000.00			1,351.35	365.23
	Combustible (gls)	0.00	15.00			4.05	0.00
	Subtotal						2,527.39
V.- Camas y Enseres							
1	Camas	5.00	100.00	720.00	0.04	4.17	5.63
2	Colchones	5.00	200.00	360.00	0.08	16.67	22.52
3	Frazadas	15.00	40.00	360.00	0.08	3.33	13.51
4	Sábanas (Jgo.)	5.00	35.00	360.00	0.08	2.92	3.94
5	Almohada	5.00	20.00	360.00	0.08	1.67	2.25
	Subtotal						47.86
VI.- Administrativo y Financieros							
1	Gerencia	0.25	10,000.00			675.68	675.68
2	Contador	0.25	3,500.00			236.49	236.49
3	Alquiler de Oficina + Servicios	0.25	6,000.00			405.41	405.41
	Subtotal						1,317.57
VII.- Otros Gastos							
1	Limpieza de campamentos	1.0	1,000.00			270.2702703	270.27
2	Medicinas	1.0	1,000.00			270.2702703	270.27
	Subtotal						540.54
TOTAL GASTO GENERALES US\$/MES							20,901.61
VALORIZACION PROMEDIO US\$ MENSUAL (Estimado)							60,000.00

Fuente: Área planeamiento proyecto Carahuacra

Realizamos el cálculo de costos de gastos generales por metro de avance, así como se muestra en el cuadro N° 53.

Cuadro N° 53. Costo de gastos generales por metro

COSTO DE GASTOS GENERALES		
COSTO DE GASTO GENERAL MENSUAL	60000.00	US\$/mes
TIEMPO DE EJECUCION DE LA RAMPA	4	meses
COSTO TOTAL	240000.00	US\$
COSTO TOTAL/m	264.6086	US\$/m

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.10. RESUMEN DE COSTO TOTAL.

Se detalla el resumen de los costos determinados anteriormente en el cuadro N° 54:

Cuadro N° 54. Costo Total de ejecución de la Rampa.

RESUMEN DE COSTOS		
PERFORACION	548.15	US\$/m
VOLADURA	24.95	US\$/m
LIMPIEZA	222.66	US\$/m
SOSTENIMIENTO CON PERNOS	175.40	US\$/m
SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE	516.44	US\$/m
DRENAJE	17.46	US\$/m
VENTILACION	15.7314	US\$/m
COSTO DE ENERGIA ELECTRICA	58.762	US\$/m
COSTO DE AIRE COMPRIMIDO	26.669	US\$/m
COMBUSTIBLE	1.1426	US\$/m
GASTOS GENERALES	264.6086	US\$/m
COSTO TOTAL POR METRO DE RAMPA	1871.9736	US\$/m
LONGITUD DE EJECUCION	907.00	m
COSTO SUBTOTALDE CONSTRUCCION DE RAMPA	1,697,880.055	US\$
COSTO DE LABORES COMPLEMENTARIAS	16,249.451	US\$
COSTO TOTAL DE CONSTRUCCION DE RAMPA	1,714,129.506	US\$
IMPREVISTOS (10%)	171,412.9506	US\$
COSTO TOTAL DE CONSTRUCCION DE RAMPA	1,885,542.457	US\$

Fuente: Elaboración Propia

El costo total de la construcción de la Rampa sera de US\$ 1,885,542.457

5.2. ANALIS ECONOMICO DE LAS VETAS NORITA Y MARY.

Para este análisis consideraremos los siguientes factores como son:

5.2.1. VALORIZACIÓN DE LAS RESERVAS DE LAS VETAS NORITA Y MARY

a) Vida útil probable de la mina

Cuadro N° 55. Reservas probada y probable de las vetas Norita y Mary

Reserva	TM	Oz Ag/TM
Probado	1,185,585	2.50
Probable	1,512,416	2.52
Total	2,698,001	2.51

Fuente: Departamento de geología de Unidad Carahuacra

$$\text{Vida útil (Veta Norita y Mary)} = \frac{2698001 \text{ Tm}}{1350000 \text{ Tm/año}} = 1.99 \text{ años}$$

Cuadro N° 56. Valorización de las vetas Mary y Norita

Reserva	TM	Oz Ag/TM	Cantidad de Plata (Onz Ag)	recio de Pla (\$/Onz)	Valor (\$)
Probado	1,185,585	2.50	2963962.5	31.66	93,839,052.75
Total	1,512,416	2.50	6281040	31.66	93,839,052.75

Fuente: Elaboración Propia

Nota: Para el cálculo se tomó como valor el precio de la plata 31.66 \$/Onz de acuerdo al mercado actual.

Se estima que las vetas tendrán un valor de sus reservas de **93,839,052.75 US\$**.

Esto nos indica un valor elevado en comparación al costo total de construcción de la rampa.

Podemos determinar una relación de beneficio costo (B/C)

$$B/C = \frac{VALOR DE LA VETA NORITA Y MARY}{COSTO DE LA RAMPA 567} = \frac{93,839,052.75}{1,885,542.457} = 49.76 > 1$$

Entonces al obtener este valor estimado muy superior a la unidad necesaria, podemos decir que es rentable.

Para su análisis económico también se tomó como referencia la veta Diana las cuales posee similares características que las vetas Norita y Mary. La veta Diana tiene un tonelaje inferido de 931000 TM/año con una ley de Ag 2.3 Onz/TM, en total produce 2141300.00 onzas de plata, así como se muestra en el cuadro N° 57.

Cuadro N° 57. Valor de la veta Diana

Valor de la veta Diana		
Toneladas de la veta Diana	931,000	TM
Ley de la plata	2.3	Onz/TM
Contenido de plata	2,141,300	Onz
Precio de la plata	31.66	US\$/Onz
Valor de la veta Diana	67,793,558	US\$

Fuente: elaboración Propia

La veta Diana tiene en Valor de US\$ 67,793,558.

La Rampa tiene un valor de construcción aproximado de US\$ 1,885,542.457

La relación de Beneficio/Costo es calculada en función al valor económico de la veta Diana y al costo de construcción de la Rampa 567, cabe recalcar que para la explotación del yacimiento

aún faltarían realizar labores de preparación (Accesos, Galerías, Sub niveles) lo cual disminuirá el valor de B/C, sin embargo, para fines de la tesis usaremos solo el valor de la construcción de la Rampa 567.

$$B/C = \frac{VALOR DE LA VETA DIANA}{COSTO DE LA RAMPA 567} = \frac{67,793,558}{1,885,542.457} = 35.954 > 1$$

Entonces al obtener este valor mayor que la unidad necesaria, podemos decir que es rentable.

5.3. BENEFICIOS DE LA EJECUCION DE LA RAMPA 567.

Como se puede apreciar en todo el desarrollo de la presente tesis, la explotación de las reservas minerales de la Unidad Minera Carahuacra, con la construcción de la rampa 567, partiendo del Bypass en el NV 1020, representan un significativo ingreso económico para el año 2024 para la Cía. Minera VOLCAN.

Se obtuvo un valor de beneficio costo (B/C) de 49.76 con el valor de la reserva probada de las vetas Norita y Mary; también se obtuvo un (B/C) de 35.95 en comparación con la veta Diana la cual tiene similares características, los cuales supera significativamente la unidad necesaria.

Estas cifras pueden ir aumentando cada vez, porque el yacimiento ofrece todavía mineralización económica.

5.4. ANALISIS DE LA NUEVA VIDA PROBABLE DE LA MINA EN FUNCION A LAS VETAS MARY Y NORITA.

Durante el año 2024, según la planificación de minado de la mina Carahuacra, se contará con el aporte de mineral, con un total de 4 600 TM/día de mineral de plata, oro, plomo y zinc. Se

debe tomar presente que la extracción en profundización conlleva ciertas demoras debidas a la evacuación, tanto de mineral como de desmonte. Una vez que los niveles están en plena producción, es crucial mantener un monitoreo constante de las operaciones. El mantenimiento continuo es fundamental, ya que estas tareas pueden dificultar el flujo regular de los equipos, lo que a su vez genera pérdidas en la producción minera. Sin embargo, con el avance en la explotación de las vetas Mary y Norita, existe una alta probabilidad de descubrir más recursos minerales. Para evaluar con precisión estas reservas en profundidad, será imperativo realizar más perforaciones con perforación diamantina. Este proceso, si bien puede extender el proyecto en el tiempo, es fundamental para garantizar una planificación minera sólida y sostenible en el largo plazo.

Debido a la demanda e importancia de los metales, tal es el caso de la plata, plomo, zinc y cobre, en la mina Carahuacra se realizó el presente proyecto para poder acceder a reservas minerales de yacimiento de las vetas Mary y Norita, el cual posee 2,698,001 TM de reservas probadas y probables, así como se indicó en el cuadro N° 55, además de recursos minerales adicionales a las reservas de mena; esta cantidad proviene de la suma de recursos medidos, indicados e inferidos, a medida que avancen los trabajos de exploración y los estudios de evaluación y reconocimiento de la zona mineralizada.

CONCLUSIONES

1. La evaluación técnica y económica de la Rampa 567 nos indica la prefactibilidad que tiene el proyecto, ya que con la explotación de las reservas minerales de la Unidad Minera Carahuacra, representan un significativo ingreso económico de 93,839,052.75 US\$, en una vida útil estimada de la reserva de las vetas Norita y Mary de 1.99 años, en comparación con el costo de ejecución de la rampa 1,885,542.457 US\$, haciendo una relación de beneficio y costo (B/C) igual a 49.76, muy superior a la unidad requerida.
2. Las características geomecánicas de la Rampa 567 va del tipo Regular (III) a una roca del tipo Mala (IV); por lo tanto, para esta calidad de macizo rocoso se utilizará como sostenimiento un diseño de soporte activo “Pernos helicoidales”, en donde el espaciado entre los pernos es de 1,5 m y lanzado de shotcrete de 2 pulgadas de espesor.
3. El diseño de la construcción de la Rampa 567 se realizará por el método de excavación a sección completa, lo que asegura una operación minera eficiente y segura, utilizando de esta manera el diseño de la malla de perforación implementando el algoritmo de Holmberg, el cual ha demostrado ser una estrategia efectiva para mejorar el avance de la Rampa 567. Con este enfoque, se logra un avance promedio por disparo de 4.00 metros utilizando el Jumbo Boomer de 2 brazos con 16 pies de barra. Además de este avance significativo, se obtienen resultados óptimos en cuanto a la uniformidad de los hastiales y la corona, superando así la sobre excavación, optimizando también los tiempos necesarios para el desate y el sostenimiento.
4. El tiempo estimado para la ejecución de la Rampa 567 será de 4 meses, con un costo total de 1,885,542.457 US\$.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda ejecutar el presente proyecto de diseño y construcción de la Rampa 567, con el fin de explotar y extraer reservas minerales de la veta Norita y Mary, ya que con la culminación de este proyecto no solo permitirá la explotación de las reservas minerales con buena prefactibilidad económica, sino que también abrirá nuevas oportunidades para el crecimiento y desarrollo sostenible de la industria minera en la región.
2. Se recomienda seguir realizando estudios geomecánicos en los tajeos, con la finalidad de prever cualquier cambio de las características del macizo rocoso y mineral de las vetas Norita y Mary; puestos que varían desde una roca del tipo Regular III a una roca Mala IV.
3. Para la construcción de la Rampa 567 con una sección 4,50 m x 4,50 m se recomienda la selección de un equipo de trabajo idóneo, capacitado y calificado que cuente con amplia experiencia, esto con el fin del logro de los objetivos de la compañía minera Carahuacra, dada la naturaleza de este proyecto, caracterizado por un trabajo de alto riesgo y evitar accidentes dentro del área de trabajo.
4. Se recomienda cumplir con el tiempo establecido de ejecución de la Rampa 567, para evitar el incremento de costos de ejecución del proyecto.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. B.H.G, B., & E.T, B. (1993). *Rock Mechanics for underground mining*. New York, Boston: Dordrecht.
2. Baca Urbina, G. (2001). *Evaluacion De Proyectos*. Mexico: Mc Graw-Hill.
3. Barton, N., & Grimstad, E. (1993). *Sistema Q para la Seleccion del Sostenimiento en Excavacion de Tuneles*. Noruega: Tapir Press.
4. Brown, E. y. (1985). *Excavaciones Subterranas en Roca*. Mexico: Litografica Ingramex.
5. Carahuacra, M. (2022). *Plan de Minado Anual*. Peru.
6. Hernandez, Fernadez, & Baptista. (2003). *Metodologia de la Investigacion*.
7. Hoek. (2002). *Rock Enginiering Course Tunnels in Weak Rock*. Canada: Vancouver B.C.
8. Hoek, Kaiser, & Bawden. (1995). *Support Underground Excavations Hard Rock* .
Holanda: Di Babele.
9. Lopez Jimeno, C. (1998). *Manual de Carga y Arranque y Transporte en Explotaciones Mineras* . España.
10. Lopez Jimeno, C. (1998). *Manual de Tuneles y Obras Subterranas*. Madrid : Grafico.
11. Mercedes Tello, M. D. (2013). *Manuel de Sostenimiento*. Peru.
12. ZUÑIGA, C. L. (2008). *Sostenimiento con Shotcrete Vía Húmeda en la Mina*. Lima:
Universidad Ricardo Palma. Perú.

13. Ramirez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecanica de Rocas: Fundamentos e Ingenieria de Taludes*.
14. Sapag, N. (1993). *Criterios de Evaluacion de Proyectos*. Madrid: Mc Graw-Hill.
15. Urbina, B. (2013). *Evaluacion Economica De Un Proyecto*.
16. COPCO, A. (8 de Diciembre de 2011). <http://revistamakinariapesada.com/>. Obtenido de <http://revistamakinariapesada.com/>: <http://revistamakinariapesada.com/el-boomer-s1-d-de-atlas-copco/>
17. rock-tool. (13 de setiembre de 2020). <http://www.rock-tool.cn/>. Obtenido de <http://www.rock-tool.cn/broca-de-botones-retr%C3%A1til-4.html>
18. TORRES, R. W. (2016). Tesis "DISEÑO Y SIMULACIÓN DE RED DE VENTILACIÓN CON EL SOFTWARE VENTSIM VISUAL EN LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL MINSUR S.A.". Puno: UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – PUNO.
19. zitrón. (2012). VENTILACIÓN DE MINAS. Gijon, España.

ANEXOS

1. MATRIZ DE CONSISTENCIA

MATRIZ DE CONSISTENCIA				
“DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA 567, PARA LA EXPLOTACION DE LA VETA SNORITA Y MARY EN LA MINA CARAHUACRA DE LA COMPAÑIA MINERA VOLCAN-JUNIN”				
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLE INDEPENDIENTE	INDICADORES
¿Será técnica y económicamente prefactible el diseño y construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?	Determinar la evaluación técnica y económica para establecer la prefactibilidad del diseño y construcción de la Rampa 567; para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	El Diseño y Construcción de la Rampa 567. Determina la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	Construcción de la Rampa 567	Profundizacion
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVO ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICOS	VARIABLES DEPENDIENTE	INDICADORES
¿Cuáles serán las características geomecánicas de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?	Determinar las características geomecánicas de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	Las características geomecánicas determina el diseño de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	Características geomecánicas del macizo rocoso.	Calidad del macizo rocoso.
¿Cómo será el diseño de la construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?	Determinar el diseño de la construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	El diseño determina la construcción de la Rampa 567 para la explotación de las vetas Norita y Mary en la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	Diseño y dimensiones de la rampa. Método de construcción.	Sección, longitud. Sección completa.
¿Cuál será el tiempo y costo de ejecución de la Rampa 567, para la explotación de las Vetas Norita y Mary de la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán?	Determinar el tiempo y costo de ejecución de la Rampa 567, para la explotación de las Vetas Norita y Mary de la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	El tiempo y costo total de ejecución de la Rampa 567, determina la explotación de las Vetas Norita y Mary de la Mina Carahuacra de la Compañía Minera Volcán.	Tiempo de ejecución de la rampa. Costo de construcción de la rampa.	Avance. Costo unitario, Costo total.

2. PLANO NIVEL 1020

