

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

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



TESIS

**DISEÑO Y EJECUCION DE LA RAMPA (-) 8524 PARA EL
INCREMENTO DE LA PRODUCCION DE LA ZONA MERCEDES EN
LA UNIDAD MINERA SAN JUAN DE CHORUNGA-AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Bach. EDWIN VALERIANO TOLEDO

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

ASESOR:

Mgt. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

**CUSCO- PERÚ
2024**



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
VICE RECTORADO DE INVESTIGACION

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe, **asesor** del informe técnico titulado: **“DISEÑO Y EJECUCION DE LA RAMPA (-) 8524 PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCION DE LA ZONA MERCEDES EN LA UNIDAD MINERA SAN JUAN DE CHORUNGA-AREQUIPA”**

Presentado por: **Edwin Valeriano Toledo** con DNI **48452193** y código universitario Nro. **140895** para optar el título profesional de: **INGENIERO DE MINAS.**

Informe que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (tres) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Art. 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de **9 % (nueve 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.	-----
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	-----

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto** la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 30 de junio de 2024.

FIRMA

POST FIRMA: Ing. Raimundo Molina Delgado

DNI Nro.: 23912083

ORCID ID: 0000-003-0291-2700

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.

2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:

<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:363719780?locale=es-MX>

NOMBRE DEL TRABAJO

**DISEÑO Y EJECUCION DE LA RAMPA (-)
8524 PARA EL INCREMENTO DE LA PRO
DUCCION DE LA ZONA MERCEDES EN L**

AUTOR

Edwin Valeriano Toledo

RECUENTO DE PALABRAS

29038 Words

RECUENTO DE CARACTERES

151735 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

197 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

33.6MB

FECHA DE ENTREGA

Jun 29, 2024 10:48 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jun 29, 2024 10:51 PM GMT-5

● 9% de similitud general

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

- 9% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 5% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)

DEDICATORIA

El presente trabajo va dedicado con inmensa gratitud a todos mis familiares, a mi pareja e hijo por todo el apoyo que me brindaron y especialmente a mis padres, por su inquebrantable apoyo, por su incondicional trabajo para formarme e inculcarme los valores básicos del hogar y a mis docentes universitarios los cuales me formaron en mi vida profesional.

Edwin

AGRADECIMIENTO

Doy gracias a Dios por permitirme llevar una vida sana y a mis padres por trabajar tan duro para moldearme y convertirme en la persona que soy hoy.

Agradezco EMPRESA MINERA OREX S.A.C por darme el apoyo incondicional de desarrollar mis capacidades como profesional, de aprender de profesionales de gran nivel, de afianzar valores y permitirme demostrar la capacidad que tengo.

Agradezco a la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco por inculcarme los valores, virtudes y todos los conocimientos necesarios para poder desarrollarme profesionalmente y contribuir efectivamente a la sociedad respetando las leyes, la comunidad y el medio ambiente.

Muchas Gracias.

INTRODUCCION

El presente trabajo denominado “DISEÑO Y EJECUCION DE LA RAMPA (-) PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCION DE LA ZONA MERCEDES EN LA UNIDAD MINERA SAN JUAN DE CHORUNGA-AREQUIPA”, es un trabajo de investigación para la construcción de una labor de acceso a las reservas minerales del cuerpo mineralizado Mercedes existentes en el proyecto de la rampa (-)8524. La presente tesis está dividida en 4 capítulos.

Capítulo I: “PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA” en la cual expondremos los problemas de la investigación, desarrolla objetivos y las Hipótesis, definimos también el tipo de investigación, recopilación de datos, población muestra, variables operacionales.

Capitulo II: “MARCO TEORICO” , este capítulo detalla los antecedentes de la investigación, y las bases teóricas a utilizar en la tesis.

Capítulo III “DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA (-)8524” , este capítulo desarrolla cálculos para determinar el diseño de la Rampa (-)8524: malla de perforación, diseño de voladura, carguío-Acarreo, diseño de sostenimiento para la Rampa 8524, Diseño de Ventilación, Diseño de Bombeo.

Capítulo IV “ANALISIS DE RESULTADOS” , en este capítulo desarrollamos el cálculo de coste de construcción de la Rampa (-)8524 y realizamos un análisis económico de costo/ beneficio respecto a las reservas del “Cuerpo mineralizado Mercedes”

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal el acceso e incremento de la producción en la zona Mercedes. La compañía Minera Orex utiliza actualmente un pique y galerías antiguas de sección reducidas para la extracción de mineral mediante Vagones mineros tipo U-35, lo que genera una congestión y una lenta extracción de mineral, desmonte. como también el transporte de materiales, movilización de personal e instalación de servicios. Por este motivo la empresa tiene enfocado una explotación de estas reservas de mineral a mediano y largo plazo enfocándose en una minería moderna semi-mecanizada y dejando atrás la explotación convencional. Para acceder a las reservas explotables existentes en la zona Mercedes se propuso profundizar la mina mediante la construcción de la rampa (-)8524 de sección 4mx4m, con una pendiente (-) 13% y una longitud total de 1160m con la que se podrá acceder a los recursos mineralizados de la zona Mercedes .La rampa se construirá utilizando un Jumbo de un brazo para la perforación, un Scooptram ST1030 de 6 yardas cubicas para la limpieza y un volquete de 30 toneladas de capacidad para el acarreo del desmonte. Al reemplazar la limpieza y acarreo convencional por una mecanizada, se optimizará el ciclo de minado y por se cuenta aumentarán las toneladas métricas de producción gracias a las mejores condiciones de trabajo que se dará al personal de la empresa. Se tiene proyectado un aumento de producción de 900.00 ton/mes con la construcción de la rampa y este tendrá un costo total de ejecución de US\$ 2,097,888.42. La construcción de la rampa ha dado resultados totalmente satisfactorios según los análisis de los indicadores económicos como son el Valor actual neto (VAN), Tasa interna de retorno (TIR), beneficio -costo(B/C).

Palabras claves: diseño, construcción, rampa, incremento, producción, evaluación económica.

ABSTRACT

The main objective of this research work is to access and increase production in the Mercedes zone. The Orex Mining Company currently uses an old pit and galleries of reduced section for the extraction of ore using U-35 type mining cars, which generates congestion and a slow extraction of ore, clearing, as well as the transportation of materials, mobilization of personnel and installation of services. For this reason, the company is focused on exploiting these mineral reserves in the medium and long term, focusing on modern semi-mechanized mining and leaving behind conventional mining. To access the existing mineable reserves in the Mercedes zone, it was proposed to deepen the mine through the construction of the ramp (-)8524 of section 4mx4m, with a slope (-) 13% and a total length of 1160m with which it will be possible to access the mineralized resources of the Mercedes zone. The ramp will be built using a Jumbo of one arm for drilling, a Scooptram ST1030 of 6 cubic yards for cleaning and a dump truck of 30 tons of capacity for the hauling of the waste rock. By replacing the conventional cleaning and hauling with a mechanized one, the mining cycle will be optimized and production metric tons will increase thanks to the better working conditions that will be provided to the company's personnel. A production increase of 900.00 tons/month is projected with the construction of the ramp and it will have a total execution cost of US\$ 2,097,888.42. The construction of the ramp has given totally satisfactory results according to the analysis of the economic indicators such as Net Present Value (NPV), Internal Rate of Return (IRR), Benefit-Cost (B/C).

Key words: design, construction, ramp, increment, production, economic evaluation.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO	v
INTRODUCCION	vi
RESUMEN.....	vii
ABSTRACT.....	viii
INDICE GENERAL	ix
INDICE DE TABLAS.....	xvi
INDICE DE FIGURAS.....	xix
CAPÍTULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Planteamiento del problema	1
1.2. Formulación del problema	2
1.2.1. Problema General	2
1.2.2. Problemas específicos.....	2
1.3. Objetivos de la Investigación	2
1.3.1. Objetivo General.....	2
1.3.2. Objetivos Específicos	3
1.4. Justificación de la investigación.....	3

1.5. Delimitación de la investigación	4
1.6. Hipótesis de la Investigación.....	5
1.6.1. Hipótesis General	5
1.6.2. Hipótesis Específicas	5
1.7. Variables e Indicadores	5
1.7.1. Variables.....	5
1.8. Matriz de Operacionalización	6
1.9. Tipo y Nivel de Investigación	7
1.9.1. Tipo de Investigación	7
1.9.2. Nivel de investigación.....	7
1.9.3. Población y Muestra	7
1.10. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	8
1.11. Instrumentos y equipos.....	8
1.12. Técnicas de recopilación y Procesamiento de datos	9
1.13. Técnicas de análisis de Datos.....	9
1.13.1. Observación Directa	9
1.13.2. Revisión bibliográfica.....	10
CAPÍTULO II	11
MARCO TEORICO	11
2.1 Antecedentes de la investigación	11

2.1.1 Antecedentes internacionales	11
2.1.2 Antecedentes nacionales.....	11
2.2. Bases Teóricas.....	12
2.2.1 Rampas Subterráneas.....	12
2.2.2 Chimeneas de ventilación.....	13
2.2.3 Tipos De Rampa	14
2.2.4 Parámetros para el diseño de rampas.....	17
2.3. Parámetros geomecánicos.	20
2.3.1. Resistencia del macizo rocoso	22
2.3.2. La rugosidad	23
2.3.3. La apertura entre las discontinuidades.....	24
2.3.4. Presencia de agua en las excavaciones subterráneas	25
2.3.5. El parámetro RQD.....	26
2.3.6. Clasificación geomecánica del macizo rocoso	26
2.3.7. Condiciones Geomecánicas	32
2.4. Sostenimiento de labores subterráneas.....	32
2.4.1. Tipos de sostenimiento	32
2.4.3. Consideraciones de diseño de un buen sostenimiento.....	33
2.4.4. Sostenimiento utilizado en rampas	33
2.4.5. Ventilación de labores mineras subterráneas.....	38

2.4.6. Drenaje de labores subterráneas	40
2.4.7. Tipos de explotación.....	40
2.4.8. Indicadores económicos	42
CAPÍTULO III.....	44
DISEÑO Y EJECUCIÓN DE LA RAMPA (-) 8524 PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE LA ZONA MERCEDES	44
3.1. Generalidades rampa (-)8524.....	44
3.2. Diseño de la rampa.....	46
3.2.1. Longitud total de la rampa.....	50
3.2.3. Gradiente de la rampa.....	50
3.2.4. Radio de curvatura.....	51
3.2.5. Sección de la rampa.....	52
3.2.6 Diseño y cálculo de cámaras de acumulación y carguío.	53
3.3. Metodología de construcción de la rampa.....	53
3.4. Ciclo de construcción de la rampa (-)8524	54
3.5. Parámetros de Perforación	55
3.5.1. Equipo de perforación y accesorios.....	56
3.5.2. Accesorios	57
3.5.3. Diseño de malla de perforación.	59
3.5.4. Eficiencia de longitud promedio de perforación.	63

3.5.5. Velocidad de perforación (VP).....	64
3.5.6. Tiempo total de perforación por frente.....	64
3.6. Diseño de voladura.....	66
3.6.1. Explosivo y accesorios de voladura.....	66
3.6.2. Factor potencia	74
3.6.3. Eficiencia de longitud promedio de voladura.....	75
3.6.4. Costo de voladura	76
3.7. Carguío- acarreo.....	76
3.7.1 LH307 Scoop Sandvik:.....	76
3.7.2. Volquete Volvo FMX 440.....	78
3.7.3. Toneladas rotas por disparo.....	78
3.7.4. Rendimientos de Scoop.....	80
3.7.5. Tiempo de limpieza por disparo	85
3.7.6. Costo de limpieza	86
3.8. Diseño de sostenimiento.....	87
3.8.1 Estudio geomecánico de la rampa (-) 8524	87
3.8.2 Zonificación Rampa (-)8524	87
3.8.3 Diseño Geotécnico del sostenimiento	90
3.8.4. Costo de sostenimiento.....	100
3.9. Diseño de red de ventilación.....	105

3.9.1. Requerimiento de aire.....	105
3.9.2. Caudal de aire requerido para ventilación	105
3.9.3. Ventilación actual de la rampa Rampa (-)8524.....	106
3.9.3. Ventilación Proyectada para concluir la Rampa (-)8524.....	108
3.9.4. Costo de ventilación	109
3.10. Drenaje de agua.....	110
3.10.1 Sistema de bombeo de agua.....	110
3.10.2 Calculo de potencia de bomba.....	111
3.10.1. Caudal a evacuar.....	114
3.10.3. Resumen	115
3.10.4 Costo de bombas.....	115
CAPÍTULO IV	116
ANALISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS.....	116
4.1. Datos generales	116
4.1.1. Valor actual neto (VAN)	116
4.1.2. Tasa interna de retorno	117
4.1.3. Relación beneficio costo.....	117
4.2. Labores a ejecutar en la construcción de la Rampa (-)8524	119
4.2.1. Tiempo Total De Construcción De La Rampa	119
4.3. Incremento de la producción zona Mercedes.....	120

4.3.1. Ciclo de minado de tajos actual zona Mercedes baja	120
4.3.2. Método actual de acarreo de zona Mercedes baja	121
4.3.3. Tiempos efectivos de trabajo actuales en labores de producción	123
4.3.4. Ciclo de minado de tajos proyectado con la ejecución de la rampa	123
4.3.5. Tiempos de trabajo proyectados con la ejecución de la rampa	124
4.4. Costo de perforación de la rampa.....	125
4.4.1. Costo de voladura	127
4.4.2. Costo de limpieza de rampa.....	128
4.4.3. Costo de sostenimiento en la rampa	129
4.4.4. Costo de drenaje.	132
4.4.5. Costo de ventilación.	133
4.4.6. Coste de la energía.....	134
4.4.7. Gastos generales	136
4.4.8. Recapitulación del coste total	138
4.4.9. Costos de Desarrollo (CAPEX).....	139
4.5. Evaluación económica.....	140
CONCLUSIONES.....	145
RECOMENDACIONES.	146
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	147
ANEXOS.....	149

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de las variables.....	6
Tabla 2 Secciones de rampa.....	18
Tabla 3 Parámetros de Clasificación y sus valores.....	28
Tabla 4 Clasificación obtención del índice de calidad RMR (rock mass rating).....	28
Tabla 5 Clasificación del macizo rocoso según Beniaowski.....	29
Tabla 6 RQD-calidad de roca.....	30
Tabla 7 Diseño de mezcla de Shotcrete.....	35
Tabla 8 Tabla de resumen de resultados de Burden y Espaciamiento y numero taladros....	63
Tabla 9 Estimación de Velocidad de perforación.....	64
Tabla 10 Precio unitario de costo de perforación.....	65
Tabla 11 Distribución de Carga en los taladros.....	73
Tabla 12 Especificaciones técnicas emulnor.....	74
Tabla 13 Cálculo de factor potencia.....	75
Tabla 14 Cálculo de eficiencia por disparo.....	75
Tabla 15 Costo de voladura por metro.....	76
Tabla 16 Datos técnicos scoop Sandvik LH307.....	77
Tabla 17 Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 120 metros.....	81
Tabla 18 Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 80 metros.....	82
Tabla 19 Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 50 metros.....	83
Tabla 20 Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 20 metros.....	84
Tabla 21 Estimación de tiempo promedio por ciclo de Scoop.....	85

Tabla 22 Cálculo de rendimiento de Scooptram por hora.	85
Tabla 23 Costo de limpieza de Rampa	86
Tabla 24 Cálculo empírico de longitud de pernos de anclaje	91
Tabla 25 Cálculo del FS por la metodología del peso muerto	92
Tabla 26 Cálculo del FS por la metodología del peso muerto	92
Tabla 27 Cuadro de resumen de sostenimiento para labores mineras de 4x4m	97
Tabla 28 Costo Unitario malla electrosoldada.....	101
Tabla 29 Costo Unitario de instalación de pernos Helicoidales de 7 pies	102
Tabla 30 Costo Unitario de instalación de cimbra a todo costo	103
Tabla 31 Costo Unitario de Lanzado de Shotcrete 2”.....	104
Tabla 32 Requerimiento de aire rampa (-)8524.....	109
Tabla 33 Precio Ventiladores en mercado nacional.....	109
Tabla 34 Resumen de cálculos.....	115
Tabla 35 Costo de bombas.....	115
Tabla 36 Metraje total de labores ejecutadas	119
Tabla 37 Cálculo de tiempo de ejecución de la Rampa (-)8524.....	119
Tabla 38 Tiempos proyectados con la ejecución de la rampa	124
Tabla 39 Costo Total de perforación de la Rampa (-)8524	127
Tabla 40 Cálculo de costo de explosivos.....	127
Tabla 41 Costo de Voladura por metro.....	128
Tabla 42 Costo Unitario Limpieza.....	128
Tabla 43 Costo total de instalación de pernos Helicoidales en Proyecto Rampa (-) 8524 .	129
Tabla 44 Costo total de instalación de malla electrosoldada Proyecto Rampa (-) 8524.....	130

Tabla 45 Costo Unitario de instalación de cimbra a todo costo	130
Tabla 46 Rendimiento de Lanzado de Shotcrete.	131
Tabla 47 Costo Total de lanzado de Shotcrete en Proyecto (-)8524.....	132
Tabla 48 Costo de bombas	133
Tabla 49 Costos de bombeo por metro	133
Tabla 50 Costo de ventiladores.....	133
Tabla 51 Costo de ventilación por metro de la rampa	134
Tabla 52 Costo de Grupos Electrógenos.....	135
Tabla 53 Consumo de combustible (Grupos Electrógenos).	135
Tabla 54 Costo de Compresor.....	136
Tabla 55 Costo de gastos generales por metro.....	137
Tabla 56 Costo de gastos generales por metro.....	138
Tabla 57 Costo Total de ejecución de la Rampa (-)8524.....	138
Tabla 58 Labores de desarrollo en zona mercedes	139
Tabla 59 Reservas Probadas zona mercedes baja nivel 690	141
Tabla 60 Reservas probadas zona mercedes baja nivel 650	141
Tabla 61 Valor de cuerpo Mercedes	142
Tabla 62 Evaluación Económica del proyecto.....	143
Tabla 63 Rutas y vías de acceso	150
Tabla 64 Ubicación Mina San Juan de chorunga, distrito de San Juan en la provincia de Condesuyos	151

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Proyecto Chimenea de Ventilación zona mercedes NV 650.....	13
Figura 2 Tipos de rampa	14
Figura 3 Rampa recta, vista en planta y perfil	15
Figura 4 Rampa en zig zag, vista en planta y perfil.....	16
Figura 5 Rampa en espiral, vista isométrica	17
Figura 6 Radio de curvatura.....	19
Figura 7 Peralte	20
Figura 8 Tipos de rotura en diferentes macizos rocosos bajo diferentes	22
Figura 9 Herramientas para establecer la resistencia de la roca.	23
Figura 10 Interpretación de la rugosidad	24
Figura 11 Apertura y relleno en las discontinuidades.....	25
Figura 12 Presencia de agua subterránea	25
Figura 13 De espaciado y persistencia.....	26
Figura 14 Perno Split Set	36
Figura 15 Pernos Swelex	37
Figura 16 Perno Helicoidal	37
Figura 17 Ventilador centrifugo.....	38
Figura 18 Ventilador Axial	39
Figura 19 Ciclo de minado Semi-mecanizado-corte y relleno ascendente	40
Figura 20 Corte y relleno ascendente convencional	41
Figura 21 Bocamina Rampa (-)8524-foto.....	46

Figura 22 Vista en planta de la Rampa (-) 8524	48
Figura 23 Vista en perfil de la Rampa (-) 8524	49
Figura 24 Rampa (-) 8524 diferencia de Cotas	51
Figura 25 Estándar de Rampa 4mx4m (-)8524.....	52
Figura 26 Vista en planta de las cámaras de carguío de carga tipo H	53
Figura 27 Secuencia de voladura de recorte	54
Figura 28 JUMBO Sandvik DD210.....	56
Figura 29 Broca cónica de botones.....	58
Figura 30 Barra de perforación.....	58
Figura 31 Estándar Malla de Perforación para sección 4mx4m (Rampa (-) 8524)	62
Figura 32 Diseño de carga por taladro	66
Tabla 33 Distribución de Explosivos por taladro	67
Figura 34 Emulnor 500,1000,3000,5000	67
Figura 35 Faneles(retardantes).....	68
Figura 36 Rollo de Pentacord	69
Figura 37 Carmex (Mecha de seguridad).....	70
Figura 38 Mecha Rápida.....	70
Figura 39 sistema de amarre para voladura	71
Figura 40 Características Técnicas Emulnor 500,1000,3000,5000	72
Figura 41 Peso y dimensiones de Emulnor.....	72
Figura 42 Scoop Sandvik LH307 4.2 yd3.....	77
Figura 43 Volvo FMX 6x4R.....	78
Figura 44 Sección de Rampa 4.0 x 4.0m	79

Figura 45 Clasificación RMR Rampa (-) 8524.....	87
Figura 46 Mapeo geomecánico de la rampa (-) 8524	88
Figura 47 Zonificación de labores adyacentes a la Rampa (-) 8524.....	89
Figura 48 Modelamiento numérico por elementos finitos Rampa (-)8524.....	93
Figura 49 Sigma 1.-Rampa (-) 8524	94
Figura 50 Sigma 3.-Rampa (-) 8524	95
Figura 51 Strength Factor. -Rampa (-)8524.....	95
Figura 52 Strength Factor. -Rampa (-) 8524 detalle.....	96
Figura 53 Total, Displacement. -Rampa (-) 8524.....	96
Figura 54 Estándar de sostenimiento de malla electrosoldada con pernos helicoidales.....	100
Figura 55 Circuito de ventilación Rampa (-) 8524 entrada de aire fresco.....	107
Figura 56 Circuito Final de ventilación Rampa (-) 8524.....	108
Figura 57 Circuito de drenaje proyecto Rampa (-)8524.....	110
Figura 58 Estándar de pozas de bombeo (vista longitudinal, planta)	113
Figura 59 Circuito de drenaje proyecto Rampa (-)8524	114
Figura 60 Vista frontal de la malla de perforación de tajos.....	121
Figura 61 Ciclo de Minado en Breasting en Tajos- método corte y relleno ascendente	121
Figura 62 Balde de izaje actual de mineral, desmonte y materiales	122
Figura 63 Plano de recursos probados en zona Mercedes Baja	140
Figura 64 Asentamiento Minero San Juan de chorunga	152
Figura 65 Vista panorámica al sur-oeste meseta costanera. Mirando al este quebrada Esbilla, unidades geomorfológicas	153
Figura 66 Mirando al este quebrada Esbilla, unidades geomorfológicas	153

Figura 67 Mirando al sur cerro Cuno Cuno de Formación Caravelí	158
Figura 68 Vista de Granodiorita	159
Figura 69 Falla Choclón mirando al Este, cortando rocas volcánicas.	160
Figura 70 Secuencia paragenética Yacimiento San Juan de Chorunga	163
Figura 71 Veta mercedes este split sur. Cx 9230S nivel 520.....	165
Figura 72 Plano general veta mercedes (vista perfil).....	167
Figura 73 Veta Mercedes Split Norte mirando al este nivel 610 Cx 7554N	169
Figura 74 Configuración de la preparación de tajos- zona mercedes (vista perfil)	172

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Planteamiento del problema

A nivel mundial, la industria minera ha tenido éxito en la aplicación de técnicas de optimización de diseño de minas para la explotación y desarrollo de yacimientos tipo hidrotermal (vetas angostas), pero en menor medida, se ha desarrollado un diseño óptimo para minas subterráneas debido al desafío de la ingeniería subterránea.

En este sentido, El aumento de la producción incrementa la rentabilidad de las las empresas. Lo que a su vez promueve más inversiones, el crecimiento del empleo y la expansión económica. Esto no implica, sin embargo, que el compromiso con la seguridad, salud laboral y medio ambiente, son normas estrictas y la responsabilidad social esté reñidos con la idea y el fomento de la producción.

En la Unidad Minera San Juan de Chorunga se realiza la explotación de mineral de manera convencional, Sin embargo, los diferentes problemas que atraviesa la unidad minera como es el acarreo de mineral, desmonte, materiales, equipos, herramientas hace necesario la ejecución de la rampa (-) 8425 para poder incrementar la producción, reducir costos de operación y reducción de tiempos en el transporte de personal hacia su labor designada.

Los trabajadores caminan una distancia de 1.2km desde la bocamina hacia el pique principal mercedes de ahí bajar mediante escaleras unos 300 metros hacia el lugar de mayor profundidad de la zona mercedes y producción de la mina causando cansancio, estrés al personal que labora en dichas zonas y por ende pérdida de tiempos de producción y altos costos de producción.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿Cómo diseñar y construir la rampa (-) 8524 para facilitar el acceso al área mineralizada de la zona mercedes en la unidad productiva San Juan de Chorunga?

1.2.2. Problemas específicos.

1. ¿Cuáles son las características geo-mecánicas, para el diseño y construcción de la rampa (-) 8524 en la zona mercedes de la unidad productiva San Juan de Chorunga- Arequipa?
2. ¿Cuáles son los parámetros operativos para la construcción de la rampa (-) 8524 en la zona mercedes de la unidad productiva San Juan de Chorunga?
3. ¿Qué tan rentable es la construcción de la rampa (-) 8524 utilizando los indicadores económicos VAN, TIR, B/C y PAYBACK en la zona Mercedes de la unidad productiva San Juan de Chorunga?

1.3. Objetivos de la Investigación

1.3.1. Objetivo General

Diseñar y construir la rampa (-) 8524 con la finalidad de acceder a la zona mineralizada de la zona Mercedes en la unidad productiva San Juan de Chorunga- Arequipa.

1.3.2. Objetivos Específicos

1. Determinar las características geo-mecánicas para el diseño y construcción de la rampa (-) 8524 en la zona mercedes de la unidad productiva San Juan de Chorunga- Arequipa.
2. Determinar los estándares o parámetros operativos para la construcción de la rampa (-) 8524 en la zona mercedes de la unidad minera San Juan de Chorunga- Arequipa.
3. Evaluar la rentabilidad de la ejecución de la rampa (-) 8524 a través de los indicadores económicos: VAN, TIR, B/C y PAYBACK, en la zona mercedes de la unidad minera San Juan de Chorunga- Arequipa.

1.4. Justificación de la investigación

La implementación de la rampa lograra un rápido acceso de equipos de servicio, mejores condiciones de trabajo para el personal y así realicen sus labores de manera eficiente, con bajos costos de operación con el objetivo de tener la operación minera rentable durante el tiempo, con áreas de acceso optimas y con medidas de seguridad adecuadas, igualmente una ventilación optima y fácil en la zona Mercedes.

En lo Metodológico: Aplicando un sistema de semi mecanización al proceso de extracción del mineral y creando un plan minero acorde con las leyes, tonelajes y precios del metal aurífero, se generaron alternativas adecuadas para un mejor acceso que garantice la explotación continua de la mina. De esta manera se logrará el incremento de producción.

En lo económico: La construcción de la rampa (-) 8524 asegurara la explotación continua de la mina y así el alargamiento de su vida, contribuyendo a sistematizar los procesos mineros. Además, aumento de producción en un 69% en toneladas aproximadamente de la producción actual y de igual manera en finos de oro, la rampa supondrá un ahorro de costes y un mayor beneficio o ganancia para la empresa.

En lo tecnológico: La minería subterránea se desarrolla en un contexto de riesgo físico por condiciones de trabajo peligrosos. Se trata de explotaciones subterráneas desarrolladas según métodos ancestrales, la explotación se suele realizar desde la superficie a través de espacios reducidos cuyas áreas de ingreso no suelen superar los 6 metros cuadrados. Las labores mineras subterráneas convencionales son excavaciones que carecen de ventilación adecuada por la reducida sección que tienen. La utilización inadecuada de explosivos a menudo no cumple con los estándares de salud, seguridad y ambientales. Con la idea de solventar y/o disminuir estos problemas es que se justifica la realización del presente proyecto mediante nuevos componentes y maquinarias que facilitarán la aplicación de nuevos métodos y maquinarias garantizando que sea óptimo y beneficioso.

En lo social: Socialmente se tienen malas condiciones para realizar las tareas de minería como: altos riesgos para la salud, cansancio físico por las distancias que debe recorrer que se refleja en estrés acumulado que a mediano y largo plazo provocan en el personal una disminución que se refleja en el rendimiento de su actividad laboral. La presente investigación pretende contribuir para disminuir esas condiciones actuales y favorecerá el rendimiento del personal y por consiguiente la alta producción.

1.5. Delimitación de la investigación

1.5.1. Delimitación temporal

El periodo de la investigación corresponde al año 2023.

1.5.2. Delimitación espacial

Esta investigación está comprendida entre los Distritos Rio grande y Yanaquihua, Provincias de Condesuyos y departamento de Arequipa, dentro de la concesión de la empresa Minera Ores S.A.C.

1.6. Hipótesis de la Investigación

1.6.1. Hipótesis General

Con el diseño y ejecución de la rampa (-) 8524 se podrá facilitar el acceso al cuerpo mineralizado en la zona mercedes de la unidad productiva San Juan de Chorunga- Arequipa.

1.6.2. Hipótesis Específicas

1. La determinación de las características geo-mecánico, permitirán el diseño y ejecución de la rampa (-) 8524 de la unidad productiva San Juan de Chorunga- Arequipa.
2. Los parámetros operacionales sistematizan la ejecución de la rampa (-) 8524, en la zona mercedes de la unidad productiva San Juan de Chorunga.
3. Con la evaluación económica se viabiliza la rentabilidad de la ejecución de la rampa (-) 8524 a través de los indicadores económicos: VAN, TIR, B/C y PAYBACK de la unidad productiva San Juan de Chorunga.

1.7. Variables e Indicadores

1.7.1. Variables

Las variables bajo la cual este trabajo están sujetas a la Operacionalización, determinando las variables independientes, dependientes.

1.7.1.1. Variables Independiente(x)

Diseño y Ejecución de la rampa (-)8524

1.7.1.2. Variables Dependiente (y)

Incremento de la producción de la zona Mercedes

1.8. Matriz de Operacionalización

Tabla 1

Operacionalización de las variables

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	MEDIDAS
INDEPENDIENTE: Diseño y ejecución de la rampa (-)8524	Condiciones	Calidad de roca	R.Q. D
	geomecánicas	Rock Mass Rating	R.M. R
		Esfuerzo tensional	Mpa
	Parámetros	Numero de taladros	Unid.
	Operativos	Cantidad explosivo	Kg
		Movimiento materia	TM
	Indicadores	VAN	\$
	económicos	TIR	%
		B/C	Und.
	DEPENDIENTE: Incremento de la producción de la zona Mercedes	producción	aumento de la producción
	Costos	Costo ejecución de la rampa	\$/m

Fuente: Elaboración Propia

1.9. Tipo y Nivel de Investigación

1.9.1. Tipo de Investigación

Según Rebeca Landeau (Elaboración de trabajos de investigación,2007) la investigación es de tipo APLICATIVO, cuando “se esfuerza por producir conocimiento que pueda aplicarse directamente a la erradicación de problemas en la sociedad o en el sector económico”. Es por ello que la presente investigación es aplicada, pues, busca nuevos conocimientos que permitan soluciones a problemas prácticos respecto de las operaciones donde se involucran los parámetros y características geo-mecánicas del entorno.

1.9.2. Nivel de investigación.

De acuerdo a Hernández Sampieri. (metodología de la investigación, 2014) la investigación DESCRIPTIVA-EXPLICATIVA ya que consiste en presentar la información tal como es, explicar la situación durante la investigación, analizar, interpretar, imprimir y evaluar la conveniencia. En el presente estudio del diseño y ejecución de la rampa (-)8524 para mejorar la producción de mineral en la unidad productiva San Juan de Chorunga-Arequipa.

1.9.3. Población y Muestra

Según Rebeca Landeau (Elaboración de trabajos de investigación,2007) establece que población como colección de elementos finitos o infinitos que comparten características comunes y de la cual las conclusiones de un estudio son amplias, y refleja a la muestra como parte o subconjunto de una población cuyos rasgos deben reproducirse lo más fielmente posible.

1.9.3.1. Población

La población de este trabajo de investigación está definida por todas las labores de acceso de la zona Mercedes, en las cuales tenemos labores como son By pass, cruceros, chimeneas y la propia rampa (-)8524.

1.9.3.2. Muestra

La muestra es una parte representativa de la población que es parte principal del estudio, en este caso de la investigación nuestra muestra se va considerar la Rampa 8524, en donde se realizará el seguimiento y análisis de los indicadores en el proceso.

1.10. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

I. La primera etapa: es el documento, donde se realizará la obtención de la información transmitida por la empresa operadora de la mina

II. La segunda etapa: es el trabajo in situ de campo, se basa en la observación directa para recoger información sistemática, de igual manera, se realizará la recolección de datos de campo sobre las características geológicas, geo mecánicas y geométricas espaciales de la veta Mercedes en la unidad productiva San Juan de Chorunga y se enfocará en monitorear y controlar la actividad diaria y el ciclo minero

III. La tercera etapa: permitirá realizar la sistematización de la información, donde se realiza el procesamiento de los datos recogidos mediante el cálculo y análisis del ciclo minero, antiguo y nuevo, capacidad operativa y costos unitarios.

1.11. Instrumentos y equipos

Los Equipos y/o instrumentos de campo y de sistematización de la información que se utilizaron son:

- Guía de seguridad y salud ocupacional

- Softwares y herramientas computacionales.
- Planos topográficos actualizados de la rampa (-)8524
- Tablas, ábacos de las clasificaciones geomecánicas.
- formato de reporte de operaciones, vales de explosivo.

1.12. Técnicas de recopilación y Procesamiento de datos

La recopilación de los principales datos de entrada, su evaluación y organización para producir información relevante, seguida del análisis por parte del usuario final para tomar decisiones o emprender acciones, este procesamiento de datos se realizará en Excel, Word Auto CAD que conforman la actividad de procesamiento de datos.

1.13. Técnicas de análisis de Datos

A medida que avanza la investigación, es importante señalar que se requerirá de la recopilación de información para el desarrollo de los objetivos planteados al inicio del estudio, con el fin de que estos se apoyen en diversos enfoques y procedimientos que faciliten el proceso de investigación. El objetivo primordial de la técnica, según Arias (2012), es "las personas estén aptas para realizar estudios e investigaciones científicas de manera lógica, ordenada y eficiente". De acuerdo a esto, se estará en capacidad de unificar lo que representan las técnicas y las metodologías ya que ambas son un conjunto de conocimientos y procedimientos que se emplearán para la obtención de los resultados más recomendables.

1.13.1. Observación Directa

Es una técnica donde se visualiza de cerca un fenómeno, se toma información y se almacena para su posterior análisis. En este sentido, Arias (2012) señala: "la observación directa es el proceso de observar deliberadamente ciertas características estén acorde a la realidad a través de un sistema conceptual previo y con base en objetivos específicos, generalmente definidos por

la hipótesis que se investiga”. En pocas palabras, la observación permitirá visualizar el problema en el sitio donde sucede y permitirá el contemplar el desarrollo del diseño y ejecución de la rampa (-) 8524 en la unidad productiva San Juan de Chorunga, analizando sus respectivos avances.

1.13.2. Revisión bibliográfica

Se estudiarán todos los documentos relacionados e investigaciones sobre la extracción de mineral en la unidad productiva San Juan de Chorunga- Arequipa, lo mismos servirán de base y soporte de este estudio, ya que con los antecedentes seleccionados constituyen un sustento teórico-práctico como elementos a tomar en cuenta en el desarrollo del diseño y ejecución de la rampa (-)8524 y posterior incremento de la producción.

Dicho de otro modo, implica recopilar datos primarios de entrada, evaluarlos y organizarlos para crear información significativa que el usuario final pueda evaluar para decidir qué hacer o qué hay que hacer.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

a) (Escobar Barrera D, “Estudio de tiempos y movimientos de Acarreo en minería subterránea”, UNAM,2017). presentó una investigación cuyo objetivo general fue conocer las carencias del sistema de transporte en una minería convencional y con la finalidad de hacer propuestas de mejora, hacer un análisis común de los tiempos de transporte y conocer las causas de las paradas. El estudio estuvo basado en la explorando períodos de tiempo y movimiento, en extracción en minas para mejorar su efectividad Como conclusión que el tiempo de espera de los equipos LHD es demasiado largo, también se observó que los asistentes consumen el 30% del tiempo de trabajo, lo que reduce el tiempo de trabajo y mantiene más del 85% de disponibilidad mecánica mejorar la producción.

2.1.2 Antecedentes nacionales

a) (Berroa Suarez E, “Optimización de las operaciones mineras mediante la profundización de la rampa negativa 2900”,UNSAA,2016) realizó una investigación que tuvo como objetivo principal en la unidad productiva Parcoy del Consorcio Minero Horizonte S.A. para evaluar el impacto económico del diseño de la rampa basculante 2518 para la extracción de la veta Victoria Tensional, nivel 2300.Además, la misma fue desarrollada ya que la compañía avanza en sus

operaciones en la zona aurífera del batolito de Pataz en vetas profundas, su desarrollo y exploración, ya que los ingresos están directamente relacionados con el rendimiento de la veta, que se optimiza mediante el plan de explotación. En su conclusión más resaltante se encuentra, que se lograron los objetivos planificados del contrato EIRL de VANKAR. Además, Como hay una bomba de vuelo de 80 gal/min accesible, el agua existente en superficie no representa problema alguno.

b) (Ccosco Puma W, Optimización de la construcción de la rampa 1910,unidad minera Pallancata, UNSAAC,2019) elaboró una investigación que tuvo como principal objetivo el optimizar el desempeño del ciclo de obra de construcción de la rampa 1910 mediante el implemento de gestión de operaciones de perforación, voladura, limpieza y mantenimiento, para lo cual se emprendió un examen técnico-económico de las condiciones de perforación y voladura en uso hoy en día y en el futuro, limpieza de material roto durante las voladuras y trabajos de apoyo. Su conclusión más sobresaliente es, que Jumbo se sustituye por Small Bolter para reducir los riesgos y mejorar el rendimiento de las explotaciones, al tiempo que se elimina los peligros para el personal que labora.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1 Rampas Subterráneas

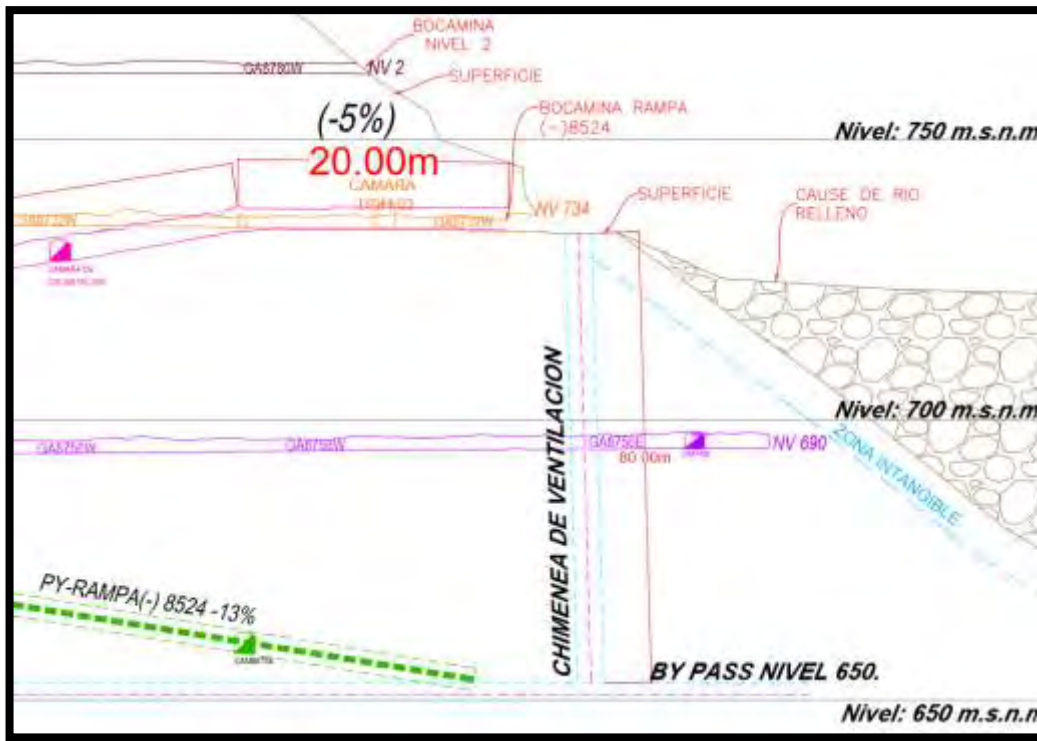
Son construcciones inclinadas de acceso que pueden ser en forma elíptica, circular, en zigzag, en ocho o recta para proporcionar acceso desde la superficie a varios niveles de trabajo (distintos niveles) bajo la mina. Permiten el acceso a zonas mineralizadas también como de personas y equipos, el transporte sobre ruedas al interior de la mina desde niveles superiores o superficie a niveles inferiores, el acarreo flexible de mineral o desmonte con equipos de perfil bajo, la ventilación de la mina y la instalación de los servicios de la mina (F.Hilares).

2.2.2 Chimeneas de ventilación

Las chimeneas de ventilación son labores verticales por la cual ingresa aire fresco o también sale aire viciado o contaminado. son muy importantes en toda unidad minera subterránea, estas labores verticales tienen diferentes objetivos para el proceso de construcción y explotación de labores mineras otro de los objetivos es ser acceso más directo por el cual se lleva distintos tipos de materiales como son tuberías de aire, agua. cables de electricidad etc(Camargo)

Figura 1

Proyecto Chimenea de Ventilación zona mercedes NV 650



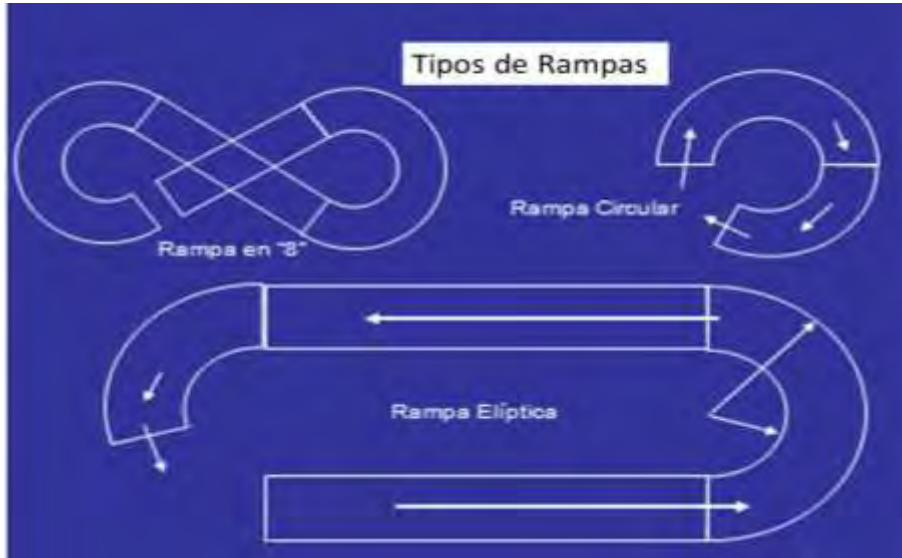
Fuente: Planeamiento-minera Orex

2.2.3 Tipos De Rampa

Se pueden ejecutar tres formas diferentes de rampas: En forma de "Y", "ZigZag" y "Espiral, en 8, elíptica, circular".

Figura 2

Tipos de rampa



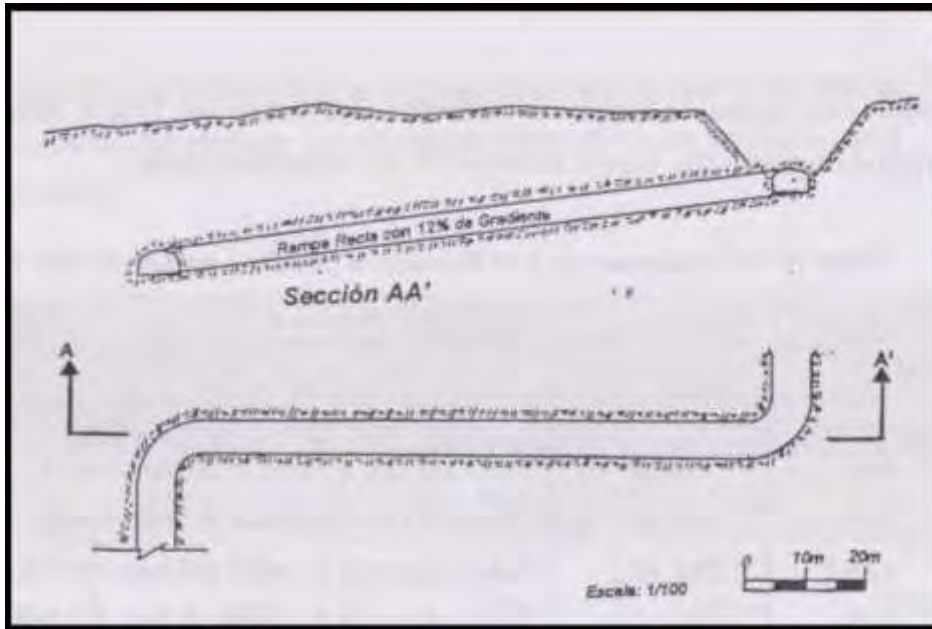
Fuente: rampas minería subterránea-Franz Hilares Alvares

a) Las rampas rectas

Tienen la ventaja de ofrecer una mayor visibilidad a los operadores de equipos pesados y, en general, a todos los trabajadores de la mina, que suelen movilizarse en vehículos con motores diésel, y reducir así el riesgo de accidentes; sin embargo, tendrían la desventaja de extraer muchos residuos si se desarrollaran lejos del yacimiento o una menor cantidad de recuperación si se desarrollaran dentro del yacimiento.

Figura 3

Rampa recta, vista en planta y perfil



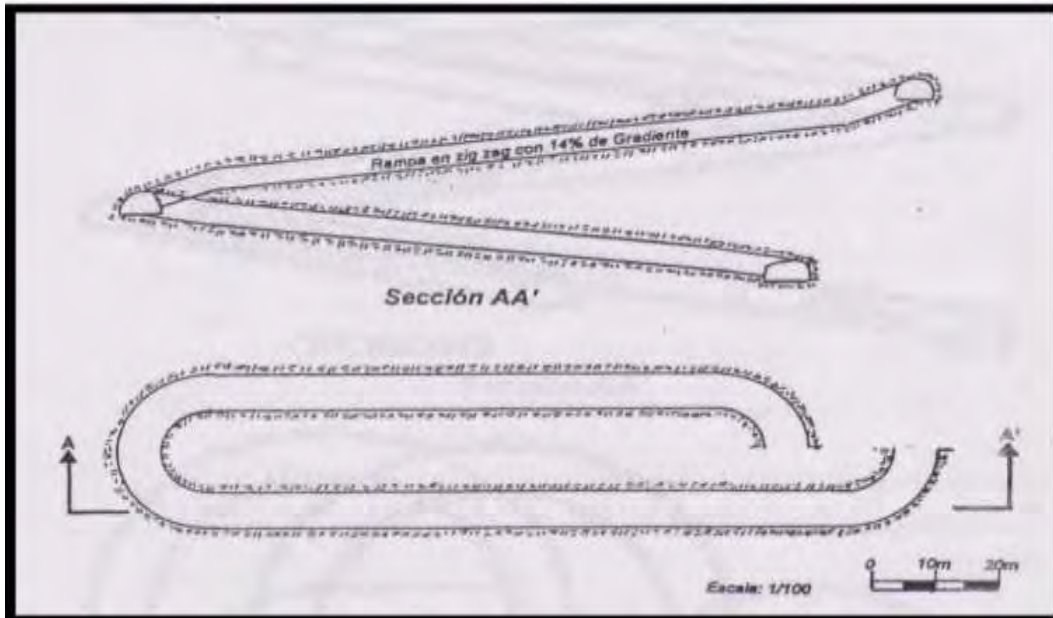
Fuente: rampas, minería subterránea-Franz Hilares Álvarez

b) Las rampas en zig zag

Que consta de tres tramos curvos con un solo radio de curvatura, dos tramos curvos con un cuarto de la circunferencia y un tramo curvo con la mitad de la circunferencia. También tiene una sección recta larga y una sección recta corta; la longitud de la sección recta larga depende del buzamiento del yacimiento mineralizado. Este diseño es útil en yacimientos con formas variables, depósitos formados por múltiples vetas paralelas o mantos con buzamientos similares, y también proporciona mejor visibilidad que las rampas con partes curvas.

Figura 4

Rampa en zig zag, vista en planta y perfil



Fuente: explotaciones mineras-Ramos Rodríguez Miguel

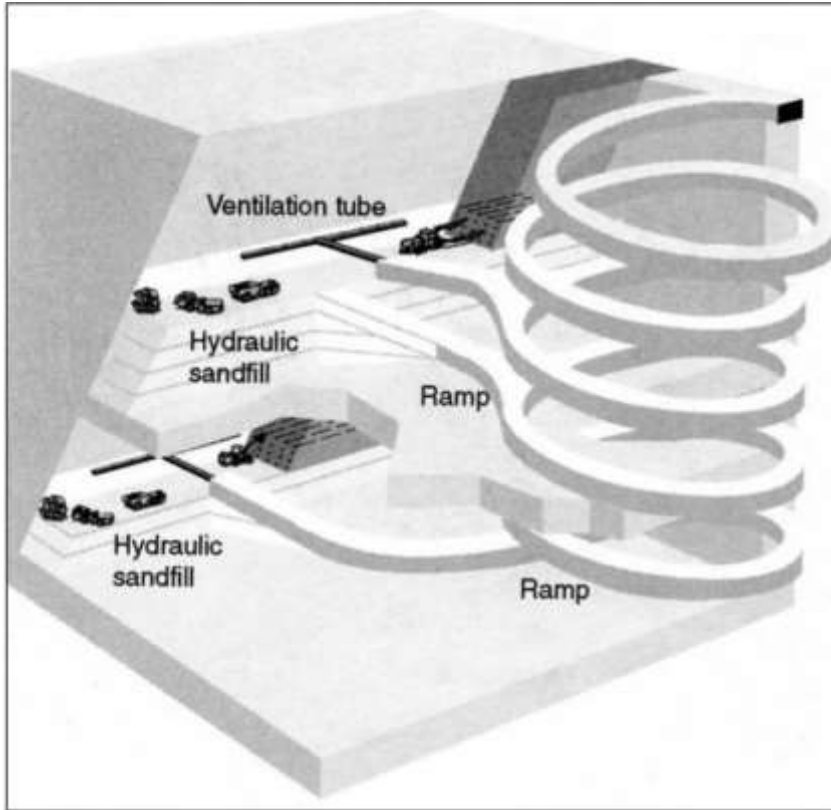
c) Las rampas en espiral

Este compuesto de una combinación de tramos rectos y curvos, cada uno de los cuales tienen dos tramos por vuelta y se repite en las vueltas siguientes. El tramo curvo ocupa las tres cuartas partes de la circunferencia, mientras que el tramo recto depende del buzamiento del yacimiento mineralizado.

Los inconvenientes de este tipo de diseño incluyen: Un mayor volumen de volquetes, mayor desgaste de los neumáticos, mayor probabilidad de accidentes debido a problemas de visibilidad, cruces de maquinaria, etc. en comparación con otros diseños alternativos. Este trazado ofrece la ventaja de desarrollar sólo una parte de la zona mineralizada, lo que resulta ventajoso en yacimientos formados por una única veta o manto.

Figura 5

Rampa en espiral, vista isométrica



Fuente: explotaciones mineras-Ramos Rodríguez Miguel

2.2.4 Parámetros para el diseño de rampas

2.2.4.1 Sección

Es un parámetro muy importante para el diseño de una rampa, Deben satisfacer las necesidades de las actividades que se desarrollarán en la parte de la unidad productiva, de acuerdo con los requisitos técnicos de los equipos que las utilizarán. Por lo tanto, una obra de acceso primario tendrá dimensiones suficientes para permitir el paso de camiones de transporte, maquinaria de construcción, etc.

Tabla 2
Secciones de rampa

TIPO DE RAMPA	ANCHO	ALTO
PRINCIPALES	3.0-6.0m	3.0-4.50m
AUXILARES	2.50-3.50m	2.50-3.0m

Fuente: explotaciones mineras-Ramos Rodríguez Miguel

2.2.2.3. Gradiente

La pendiente máxima que pueden tener las rampas y que permite que la maquinaria las atraviese con la mayor eficacia posible se denomina pendiente de funcionamiento. Obviamente, en las superficies horizontales es donde mejor funcionan todos los equipos. La pendiente ideal oscila entre el 8% y el 10%, pero suele oscilar entre el 10% y el 15%, con buenos resultados en nuestro país, donde la pendiente media es del 13%.

2.2.2.4. Radio de curvatura

Se aconseja que las curvas tengan un radio de curvatura grande o que las rampas sean lo más rectas posible.

Estos radios se seleccionan en función de la maquinaria que se vaya a emplear. Los catálogos especifican dos tipos diferentes de curvatura:

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

La práctica común es considerar el radio interno de curvatura, que es el más agradable o ideal para evitar colisiones involuntarias u otras cuestiones que perturben el tráfico regular, y así ser lo suficientemente ancho para que el equipo circule sin problemas.

Para determinar el mejor radio de curvatura de una rampa, se utilizará el radio interno de la pieza de equipo más larga que se vaya a emplear.

En los cálculos se utilizará el radio medio de curvatura, que puede calcularse mediante la fórmula siguiente:

$$R_p = (R_I + R_E) / 2$$

Dónde:

RE: Radio externo

RI: Radio interno

Rp: Radio promedio

Figura 6

Radio de curvatura



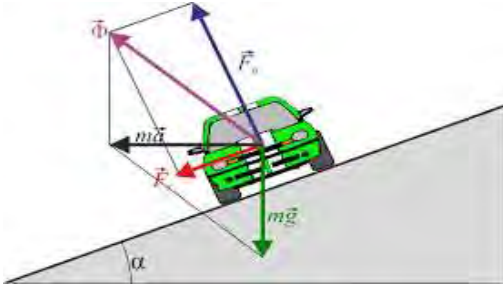
Fuente: explotaciones mineras-Ramos Rodríguez Miguel

2.2.2.5. Peralte

Al permitir equilibrar la influencia de la fuerza centrífuga producida por el recorrido de los equipos sobre una curva, el peralte, que es la inclinación transversal de una Calzada opuesta al interior de la curva, evita el vuelco de los vehículos. Para calcular el peralte deben tenerse en cuenta las fuerzas centrífugas y gravitatorias; a este respecto, se utilizarán las siguientes fórmulas:

Figura 7

Peralte



Fuente: explotaciones mineras-Ramos Rodríguez Miguel

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

Dónde:

h: Peralte en m.

V: Velocidad m/s

R: Radio de curvatura promedio en metro

g: Aceleración de la gravedad m/s^2

a: Ancho de la labor en m

2.2.2.7. Longitud total de la rampa

Es la longitud global del acceso a la zona de beneficio o cuerpo mineralizado esta longitud total incluye cámaras de carguío, cámaras de sondaje diamantino, cámaras de bombeo etc.

2.3. Parámetros geomecánicos.

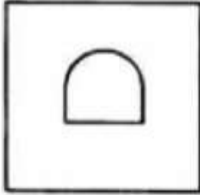
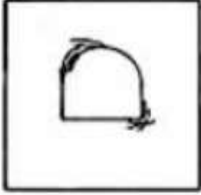

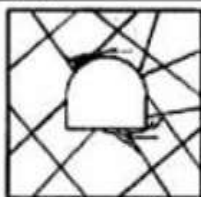
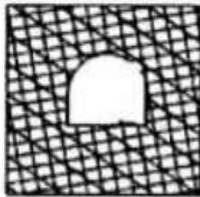
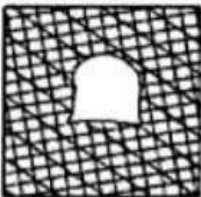
Cuando se realiza una alteración del macizo rocoso, las condiciones de equilibrio y las tensiones iniciales se alteran de tal forma que las nuevas tensiones pueden ser superiores a la capacidad del material para soportarlas, lo que puede dar lugar a fenómenos como la deformación permanente o el derrumbe de la excavación. Según la idea de estabilidad de un túnel, la excavación

debe mantener su forma y dimensiones y seguir siendo completamente funcional durante un tiempo predeterminado. Cuando el perímetro de la excavación (con o sin apoyo) está sujeto a desplazamientos inferiores a los permitidos por razones técnicas, económicas o de seguridad a lo largo de su funcionamiento, se considera que la excavación es estable. los principales parámetros son los siguientes:

- Resistencia a la Compresión simple
- Numero de Familias de Discontinuidades
- Orientación de Discontinuidades
- Espaciado de Discontinuidades
- Relleno de discontinuidades
- Apertura de Discontinuidades
- Rugosidad
- Persistencia de Discontinuidades
- Flujo de Agua-Filtraciones

Figura 8

Tipos de rotura en diferentes macizos rocosos bajo diferentes

	Bajos niveles de tensión	Altos niveles de tensión
ROCA MASIVA		
	Respuesta elástica, sin presencia de roturas.	Pequeñas inestabilidades tipo escamas o roturas aparecen en los puntos de concentración de tensiones y se propagan hacia el macizo.
ROCA FRAC TURADA		
	Eventuales caídas o deslizamientos de bloques o cuñas liberados por las discontinuidades.	Inestabilidades por deslizamiento de bloques o por subdivisión o rotura de bloques.
ROCA MUY FRAC TURADA		
	La superficie del hueco se rompe por fenómenos de deslizamiento y caída de pequeños bloques y cuñas. La rotura puede propagarse bastante hacia el interior del macizo rocoso si no se controla.	La superficie del hueco se rompe por fenómenos de deslizamiento y rotura de elementos de roca. Se observa típicamente elevación de la solera e importantes convergencias entre hastiales.

Fuente:(*Hoeck, et al 1995*)

2.3.1. Resistencia del macizo rocoso

Una vez raspada la capa de modificación superficial de la roca, los índices de campo deben utilizarse para estimar el rango de resistencia del macizo rocoso. La resistencia de la matriz rocosa puede clasificarse utilizando los valores de resistencia obtenidos con estas técnicas.

- El pico del geólogo se utiliza con frecuencia para así poder precisar la resistencia de un material en el momento en que se está formando del macizo rocoso.
- La resistencia al rebote de una superficie rocosa se mide con el martillo de Schmidt o el

esclerómetro, que se relaciona con la resistencia a la compresión simple. Se aconseja tomar muchas mediciones y realizar análisis estadísticos.

Figura 9

Herramientas para establecer la resistencia de la roca.



Fuente: Área Geomecánica-minera Ores

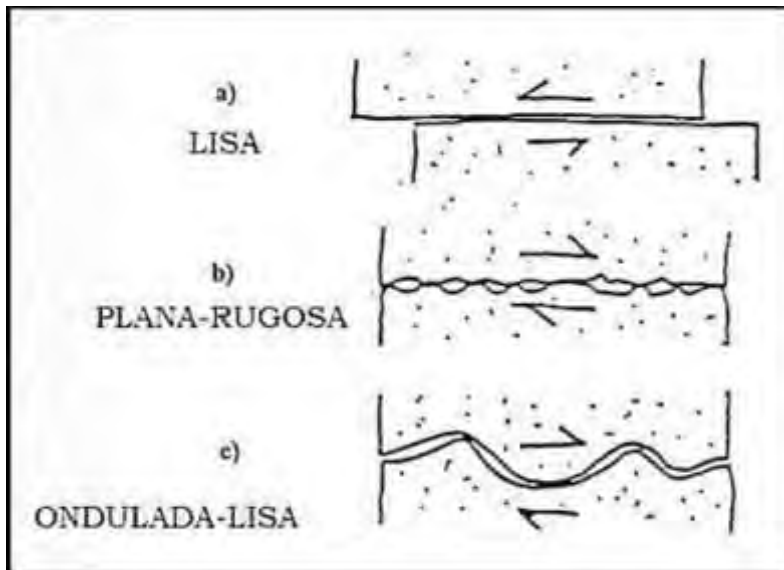
2.3.2. La rugosidad

Es un indicador muy determinante de la capacidad portante es el grado de rugosidad de la roca, que puede determinarse observando las superficies de las discontinuidades. Si una

superficie rocosa es más o menos lisa o rugosa, decimos que es muy favorable para la estabilidad en el segundo caso y desfavorable para la estabilidad en el primero, respectivamente.

Figura 10

Interpretación de la rugosidad



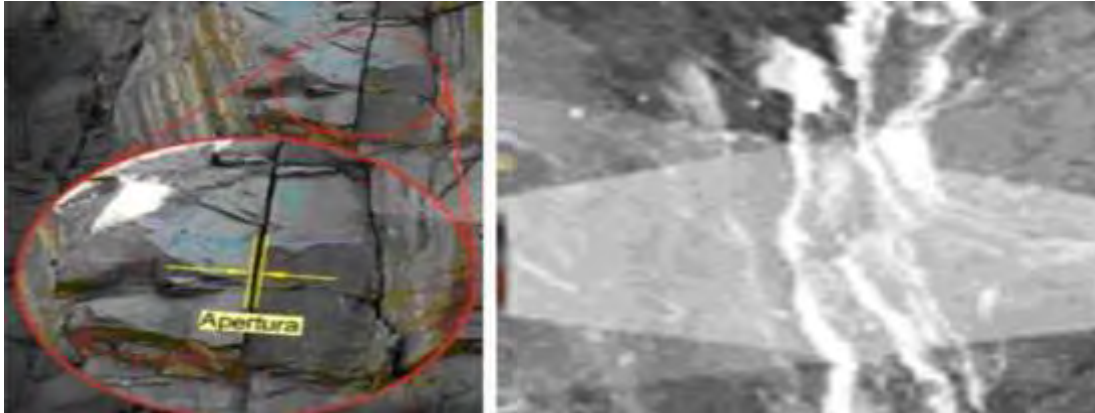
Fuente:(*Hoeck, et al 1995*)

2.3.3. La apertura entre las discontinuidades

El grado en que los bloques de roca estén unidos sin tener demasiadas aberturas indicará una mayor estabilidad del macizo rocoso; por el contrario, si las aberturas son grandes, indicará una inestabilidad. Este factor es esencial para determinar la adherencia de los bloques de roca entre sí.

Figura 11

Apertura y relleno en las discontinuidades



Fuente: Área Geomecánica-minera Ores

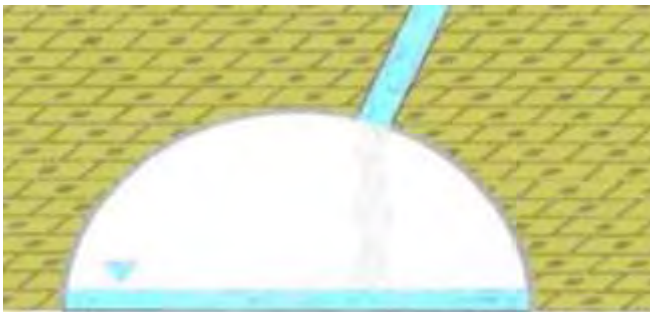
2.3.4. Presencia de agua en las excavaciones subterráneas

Debido a un mayor o menor contenido de arcilla, por citar una característica, los resultados pueden diferir en intensidad en función de la composición de la roca.

El agua afecta a los materiales rocosos de forma erosiva, alterándolos y debilitándolos a corto, medio y largo plazo. Sin embargo, en general, siempre habrá una variación significativa de la resistencia del macizo rocoso, que disminuirá y será perjudicial para la estabilidad de las explotaciones.

Figura 12

Presencia de agua subterránea



Fuente: construcción de túneles mineros-

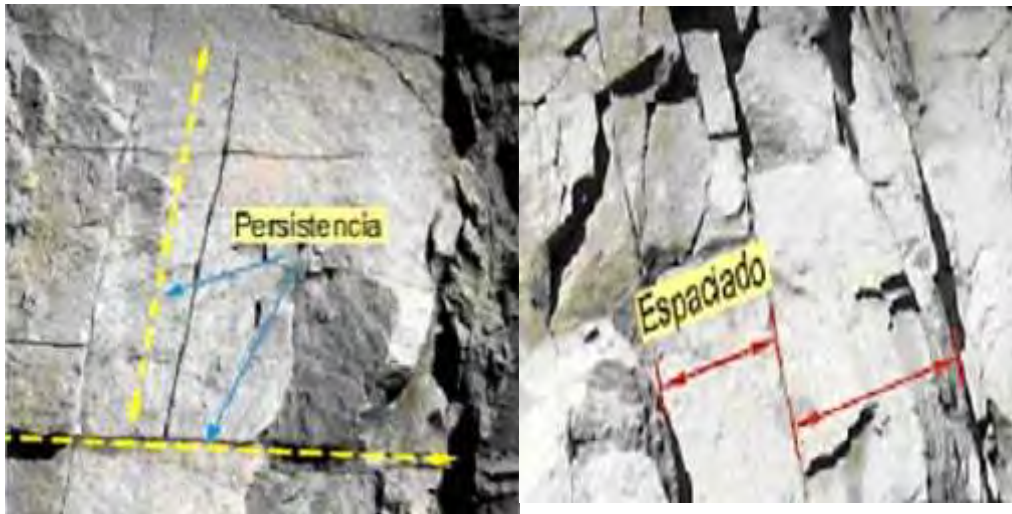
revista costos

2.3.5. El parámetro RQD

Es la capacidad de extraer la mayor cantidad de bloques de roca. Al definir los rangos de esta recuperación, hablaremos también de varios tipos de roca, refiriéndonos a los extremos. Los testigos de perforación diamantina se refieren a la recuperación de la roca perforada. En la evaluación de este parámetro se crea un equivalente para aplicarlo a las excavaciones subterráneas en ausencia de perforación diamantina.

Figura 13

De espaciado y persistencia



Fuente: Área Geomecánica-minera Orex

2.3.6. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

La clasificación del macizo rocoso tiene por objeto

- Identificar los factores más importantes que afectan al comportamiento de la masa rocosa.
- Categorizar una formación rocosa en clases de macizos rocosos con diversos atributos y grupos con un comportamiento similar.
- Ofrecer un marco para comprender las propiedades de cada clase de macizo rocoso.
- Comparar y contrastar las condiciones de la roca en un lugar con las de otros lugares.

- Recopilar datos numéricos e instrucciones para el diseño de ingeniería.
- Establecer un lenguaje común por el geomecánico y el geólogo.

2.3.6.1. Clasificación Geomecánica RMR

El índice RMR (RockMass Rating), creado por Bieniawski, es una de las técnicas de categorización que los ingenieros geotécnicos han utilizado con más frecuencia en los últimos tiempos y se emplea como fundamento y manual para la excavación y sostenimiento de túneles. Este sistema de categorización se creó basándose en otras clasificaciones ya creadas, así como en ejemplos reales de obras subterráneas civiles y mineras.

El denominado "índice RMR", que evalúa la calidad del polvo de roca en cada entorno estructural de acuerdo con las normas mencionadas, sirve como característica definitoria para la clasificación:

- El índice de calidad RQD, que mide la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso, es crucial para elegir el sostenimiento durante la excavación.
- el RQD puede estimarse a partir de trozos de núcleo de más de 10 cm durante la recuperación de perforaciones o a partir del índice volumétrico de las juntas por metro cúbico hallado en un afloramiento ($RQD=115-3,3*J_v$).
- Discontinuidades en el espaciado de la estructura (como clivaje, fallas, planos de estratificación, etc.)
- La naturaleza de los planos de discontinuidad, incluida su rugosidad, el relleno de las juntas, la dureza, etc.
- La presencia de agua y el caudal de agua estimado en lt/min para cada 10 m del túnel.
- La orientación de las discontinuidades en relación con el eje de la estructura del

metro.

Tabla 3

Parámetros de Clasificación y sus valores

1	Resistencia de la roca sana	Ensayo de carga puntual	> 100 Kp/cm ²	40 - 80 Kp/cm ²	20 - 40 Kp/cm ²	10 - 20 Kp/cm ²	Compresión simple (Kp/cm ²)		
		C. Simple	> 2.500 Kp/cm ²	1.000-2.500 Kp/cm ²	500-1.000 Kp/cm ²	250-500 Kp/cm ²	50-250	10 - 50	< 10
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Valoración		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	0.06 - 0.2 m	< 0.06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las diaclasas		Muy rugosas Discontinuas Sin separaciones Bordes sanos y duros	Ligeramente rugosas Abertura < 1 mm Bordes duros	Ligeramente rugosas Abertura < 1 mm Bordes blandos	Espejos de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1-5 mm Diaclasas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm Diaclasas continuas		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min.	10-25 litros/min.	25-125 litros/min.	> 125 litros/min.		
		Relación Presión agua-Tensión princ. mayor	0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valoración		15	10	7	4	0		

Fuente: clasificación geomecánica RMR (Beniawski 1989)

Tabla 4

Clasificación obtención del índice de calidad RMR (rock mass rating)

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy Buena	Buena	Medía	Mala	Muy Mala
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

Fuente: clasificación geomecánica RMR (Beniawski 1989)

Tabla 5

Clasificación del macizo rocoso según Beniaowski

CLASE DE MACIZO ROCOSO	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
		PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO ($\phi = 20$ mm)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
I Muy Buena RMR 81-100	A plena sección de avances de 3 m.	Generalmente no requieren sostenimiento excepto Algún perno ocasional		
II Buena RMR 61-80	A plena sección. Avances de 1 a 1,5 m finalizar el sostenimiento a 20 m del frente.	Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2,5 m y con malla ocasional	50 mm de corona donde requiera	Ninguna
III Media RMR 41 – 60	En bóveda y destroza. Avance de 1,5 – 3m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada pega. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente	Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1,5 – 2m en corona y hastiales con malla en la corona.	En corona 50 – 100 mm y en hastiales 30 mm	Ninguna
IV Mala RMR 21-40	En bóveda y destroza. Avance de 1 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 4 – 5 m de longitud, espaciados 1 – 1,5 m en corona y hastiales, con malla.	En corona 100 – 150 mm y en hastiales 100 mm	Donde se requieran cerchas ligeras espaciadas 1,5 m
V Muy mala RMR < 20	En secciones múltiples. Avances de 0,5 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura	Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud; espaciados 1 - 1,5 m en corona y hastiales, con malla y bulonado de piso.	En corona 150 – 200 mm ,en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm	Cerchas medias o pesadas espaciadas 0,75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contrabóveda.

Fuente: clasificación geomecánica RMR (Beniaowski 1989)

Los valores de RMR de la mina San Juan de Arequipa son exactos. En cuanto al avance, depende de la sección minera y del área abierta; en nuestro caso, estos factores determinan que nuestras secciones sean menores que las de la tabla. En cuanto al sostenimiento, la longitud de los bulones será menor y la separación será similar a la de la tabla. El hormigón proyectado y la cimbra no se utilizan actualmente en la mina, sin embargo, no se excluye totalmente su empleo en función de cómo se comporte el macizo rocoso en el futuro.

2.3.6.2. Clasificación geomecánica-RQD

Se denomina RQD a un cierto tramo del sondeo y a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 10 cm entre la longitud total del sondeo.

$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los trozos de testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total}} \times 100$ Basándose en rangos de valores de RQD, el medio rocoso es caracterizado según su calidad.

Tabla 6

RQD-calidad de roca

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
100 - 90	MUY BUENA
90 - 75	BUENA
75 - 50	MEDIANA
50 - 25	MALA
25 - 0	MUY MALA

Fuente: clasificación geomecánica RMR (Beniawski 1989)

2.3.6.3. Índice de calidad tunelera de la roca “Q”

Barton, del Instituto Geotécnico Noruego, propuso un índice de calidad de excavación de túneles para estimar las características del macizo rocoso y las necesidades de sostenimiento de los túneles basándose en la evaluación de varios casos históricos de excavaciones de metro. Este índice Q se caracteriza por su valor numérico, que oscila entre 0,001 y un máximo de 1.000 en una escala logarítmica.

Donde:

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

- Designación de la calidad de la roca (RQD).
- El número de sistemas de juntas es J_n .
- El número de rugosidad de la junta es J_r , mientras que el número de alteración de la junta es J_a .
- El factor de reducción de tensiones se conoce como SRF.
- En este sistema, la calidad Q de la roca del túnel puede verse como una función de sólo tres parámetros, que son medidas aproximadas de:
 - Tamaño del bloque RQD/ J_n
 - afilado entre bloques J_r/J_a .
 - Tensión activa J_w /SRF se clasifican los diferentes parámetros que componen el índice de calidad del túnel "Q".

2.3.6.4. Definición del macizo rocoso

A continuación, se describen los aspectos que deben describirse sobre el terreno:

2.3.6.4.1. Identificación

Las observaciones más útiles son las relacionadas con la composición mineralógica, el tamaño y la forma del grano, el color y la transparencia, y la dureza. Se determina a partir de su composición y textura, a las que se añaden las características genéticas.

La composición mineralógica, la granulometría y la forma, el color y la transparencia, y la dureza son las observaciones más útiles en situaciones reales. Para observar con precisión estas cualidades es necesario limpiar la roca y eliminar la capa superior de alteraciones. La resistencia es una cualidad estrechamente relacionada con la dureza y depende de la composición mineralógica de la roca y del nivel de alteración.

2.3.6.4.2. El grado de meteorización de la roca

Esta idea es crucial porque condiciona categóricamente las características mecánicas del objeto. La porosidad, permeabilidad y deformabilidad del material rocoso aumentan a medida que avanza la meteorización, pero su resistencia disminuye.

2.3.7. Condiciones Geomecánicas

Cook (2016) señala que “las condiciones geomecánicas permiten realizar el estudio de cómo los suelos y las rocas cambian de forma, a veces provocando fallas, en respuesta a cambios en el esfuerzo, la presión, la temperatura y otros parámetros ambientales. Los mismos permiten establecer parámetros en el diseño de las rampas”.

Se debe destacar de acuerdo a las condiciones se establecen seguir una serie de mapeos como son: La cartografía geomecánica incluye la cartografía de la superficie, el subsuelo, las celdas geomecánicas, las líneas de detalle geomecánicas y los arcos de retroceso geomecánicos.

2.4. Sostenimiento de labores subterráneas

Las consideraciones que hay que tener en cuenta a la hora de elegir un sistema de sostenimiento están influidas por los cambios en la calidad del macizo rocoso, las condiciones geotécnicas y las variaciones en el tamaño y la forma de las excavaciones del metro. Estos cambios dan lugar a diversos procesos de deformación. Para cada caso, existen varios componentes y sistemas de apoyo. La economía, el funcionamiento y la seguridad son tres factores que deben tenerse en cuenta a la hora de elegir e implantar un sistema de apoyo.

2.4.1. Tipos de sostenimiento

2.4.1.1. Sostenimiento activo

La interacción instantánea con las fuerzas del macizo rocoso es lo que distingue a los componentes de soporte activos de los elementos de refuerzo; éstos son los siguientes:

- Pernos Swellex (pernos de anclaje mecánicos)
- Pernos Helicoidales (pernos de adherencia)
- Pernos Split Set (pernos de fricción)
- Cable para atornillar.

-Sistemas Combinados

2.4.1.2 Sostenimiento pasivo.

El elemento de apoyo se apoya en el movimiento interno de la roca en contacto con el borde de la excavación y se sitúa fuera de la roca. tenemos:

- Cuadros de madera
- Malla metálica electrosoldada
- Arcos o cimbras metálicas
- Gatas manuales
- Relleno detrítico

2.4.3. Consideraciones de diseño de un buen sostenimiento

-Tomar en cuenta las dimensiones de las labores y las zonas de influencia alrededor de estas excavaciones.

-Control de la estabilidad, que es una función del comportamiento geo mecánico y económico de los tajeos individuales y globalmente.

-Establecer los adecuados esquemas y secuencias de avance para producir la mínima perturbación de la masa rocosa.

-Establecer las zonas de influencia de los tajeos.

- La vida de las labores puede imponer condiciones severas y/o leves.

-Tomar en cuenta las perturbaciones del minado en las labores adyacentes.

2.4.4. Sostenimiento utilizado en rampas

2.4.4.1. Shotcrete

El hormigón proyectado es un mortero que se aplica neumáticamente a la superficie mediante una manguera, ya sea en húmedo o en seco, a una presión aproximada de 8 bares. Cuando

se compacta, el método de aplicación único del hormigón hace posible que se adhiera a la superficie. La fuerza del impacto repercute en la superficie. El árido en el hormigón proyectado sólo puede tener un tamaño máximo de 3/8 de pulgada. El rebote es el término para la parte de este material que volverá tras el impacto y no debe ser superior al 15% en ninguna dirección.

2.4.4.1.1 Componentes del shotcrete y sus propiedades

a) CEMENTO: lo que se utiliza normalmente para el shotcrete es el cemento Portland Estándar Tipo I. Como regla práctica, los agregados más grandes no deberían ser más de 16 mm. La experiencia ha mostrado que con agregados de más de 16 mm se incrementa drásticamente el rebote, aproximadamente el 60-70 % de los Agregados sobre 8 mm están contenidos en el rebote.

b) AGUA: debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable, en caso contrario el agua debe ser ensayada, de tal manera de asegurar que la resistencia de los cubos de mortero sea como mínimo el 90% de la resistencia de cubos de mortero hechos con agua destilada.

c) ADITIVOS: para mejorar las propiedades del Shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsíllica como un añadido cementante, ésta es una puzolana extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13 % por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del Shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar capas de hasta 200 mm de espesor en un paso simple, por su calidad “pegajosa”.

d) FIBRAS DE ACERO: la malla electro soldada firmemente adosada a la superficie de la roca (la malla eslabonada no es ideal para la aplicación del Shotcrete, debido a la dificultad del

Shotcrete para penetrar la malla) y las varillas de fierro o acero corrugadas libres de aceites, grasas, polvo u otros materiales que puedan afectar la adhesión del Shotcrete.

e) **AGREGADOS:** El agregado está compuesto por partículas duras dimensionalmente estables, las cuales deben estar limpias y libres de grumos, partículas blandas o escombros, arcilla, impurezas orgánicas, sal y otras sustancias que afectarán su resistencia o durabilidad. Se recomienda que la combinación de agregados cumpla con los diferentes tamaños de partícula recomendados por ACI 506 R-90 "Clase N°2" para preparar el hormigón proyectado.

- **Dosificación:** La dosis viene determinada por el nivel de resistencia deseado.

La dosis es en este caso es:

Tabla 7

Diseño de mezcla de Shotcrete

Diseño de Mezcla 425 Cemento		
Proporcione de Peso Seco	Cantidades	Unidades
Cemento Andino Tipo I	425	Kg/m ³
Agua	170	L/m ³
Agregado Global	1610	Kg/m ³
Aditivo Neoplast 2000HP 1.1	4	L/m ³
Fibra Metálica	20	Kg/m ³
Aditivo Gunitoc L-33 Plus	21	L/m ³

Fuente: Área Geomecánica – CIA Minera Ores

2.4.4.2. Pernos en roca

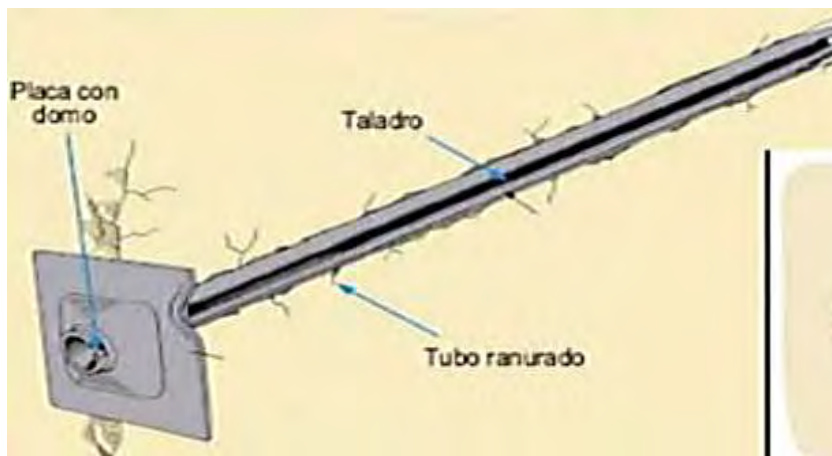
El objetivo principal de todas las barras de anclaje es impedir que la masa rocosa se mueva o se desplace. Esta dislocación suele producirse en rocas duras como resultado de fallas y fisuras debido a la presión horizontal o vertical.

- **Pernos Split Set:** El orificio de menor diámetro actúa como molde para comprimir el estabilizador hasta el diámetro del orificio, sellando parcialmente la ranura al hacerlo. A continuación, el pasador estabilizador se introduce en el

orificio de menor diámetro. El pasador estabilizador de fricción se compone de un tubo de acero dividido longitudinalmente en el centro y con un diámetro superior al diámetro del orificio. Como resultado de este proceso se crea fricción, que actúa para detener el movimiento o la separación de la roca.

Figura 14

Perno Split Set

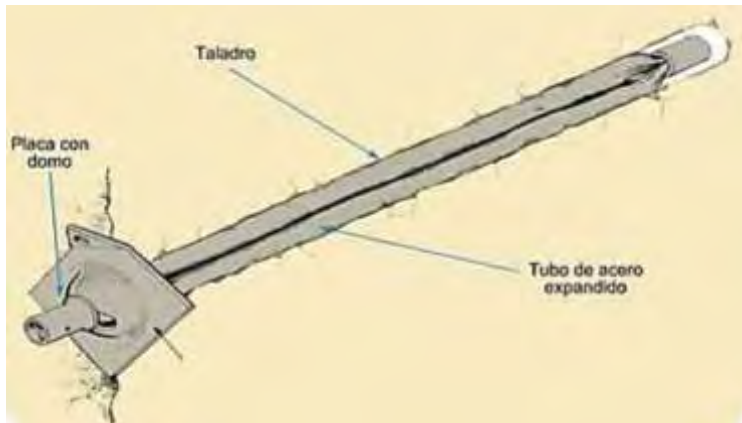


Fuente: características de los pernos de roca-revista seguridad minera 2012

- **Pernos swelex:** Están contruidos con tubos de acero de placas dobladas dos veces, y dos manguitos soldados aseguran los extremos. Se introducen en un orificio de 15 mm más de diámetro que el perno. Se apretarán completamente a la pared de la perforación después de introducirlos e inflarlos con agua a una presión de 30 MPa con el uso de bombas portátiles y pinzas.

Figura 15

Pernos Swelex

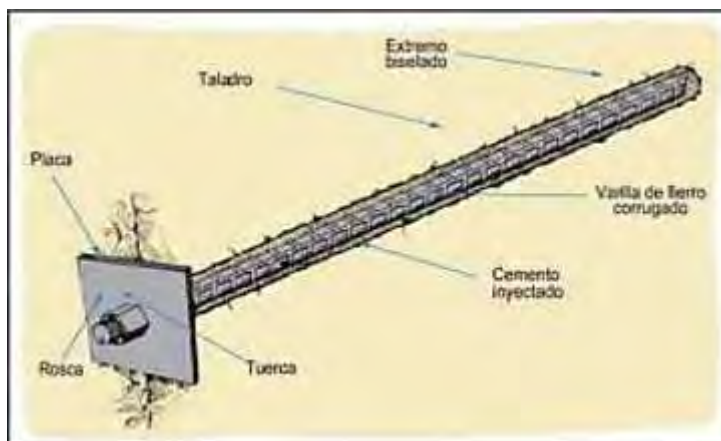


Fuente: características de los pernos de roca-revista seguridad minera 2012

- **Pernos helicoidales:** Se fabrican a partir de una barra biselada de hierro o acero que se inyecta o encartucha con cemento y resina para mantenerla contenida dentro de los agujeros. A lo largo de toda la longitud del elemento de refuerzo, tres mecanismos -unión química, fricción y fijación- realizan el anclaje entre la barra y la roca.

Figura 16

Perno Helicoidal



Fuente: características de los pernos de roca-revista seguridad minera 2012

2.4.5. Ventilación de labores mineras subterráneas

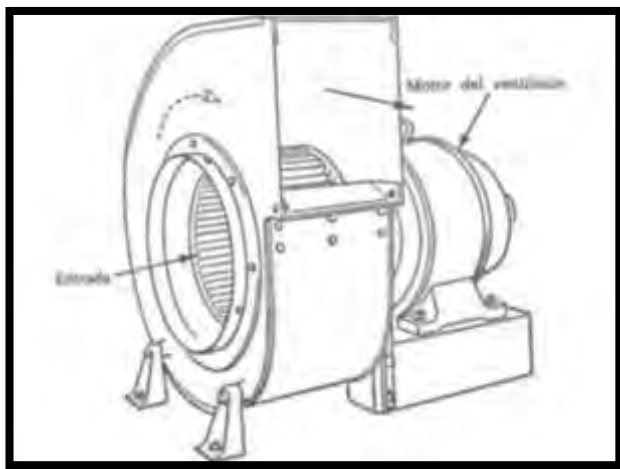
Desde sus inicios, los objetivos principales de la ventilación de minas han sido dispersar y eliminar el gas y el polvo de las operaciones subterráneas (voladuras, minería, carga y transporte) y, al mismo tiempo, suministrar a los seres humanos aire limpio para respirar. La necesidad de aire ha aumentado significativamente en los últimos años debido a la necesidad de la mina de difundir el gas tóxico y concentrarlo debido al uso extensivo en la mina de equipos diesel de alto tonelaje. No podemos ignorar el hecho de que las normas actuales de confort y seguridad son mayores, lo que se traduce en un aumento de la cantidad y el tamaño de los ventiladores de cada sistema de ventilación, al tiempo que permite un control más eficaz.

2.4.5.1. Clasificación de ventiladores

a) **Ventiladores centrífugos:** El rotor del ventilador centrífugo está encerrado en una carcasa en forma de espiral. A través del orificio del rotor, que es paralelo al eje del ventilador, el aire es aspirado por el rotor, lanzado al interior de la carcasa y expulsado por la salida perpendicular al eje. Pueden tener una sola entrada o dos. En estos ventiladores el flujo es radial.

Figura 17

Ventilador centrífugo

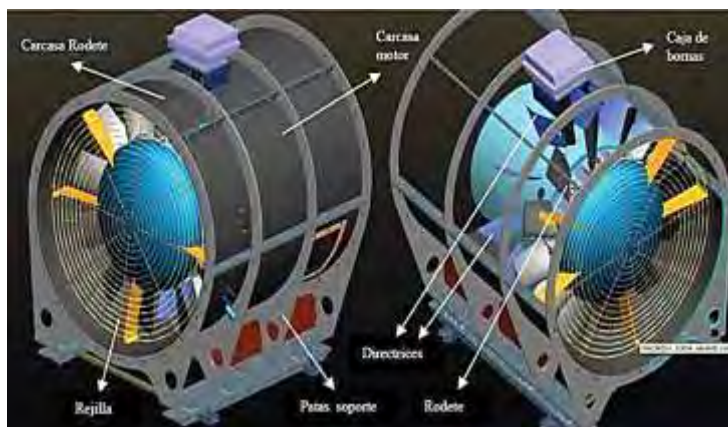


Fuente: sistema de ventilación para minería-Zitron 2012

b) Ventiladores axiales: En el diseño del ventilador axial se utiliza la aerodinámica. El rodete de este tipo de ventilador suele estar encerrado en una o varias carcassas cilíndricas. Para transformar el turboventilador axial en un ventilador axial con álabes guía, se colocan álabes detrás del rotor. Puede funcionar en una amplia gama de volúmenes de aire a presiones estáticas de bajas a medias-altas y puede crear presiones estáticas más altas que los ventiladores centrífugos. También es más eficaz. Se añaden álabes de aspiración, de escape o ambos al mismo tiempo que se apoya el diseño para permitir que el flujo de aire salga del aparato.

Figura 18

Ventilador Axial



Fuente: sistema de ventilación para minería-Zitron 2012

2.4.5.2. Red de ventilación

Las redes de ventilación sirven de base para que el software Vetsim Visual estime la distribución del caudal de aire que entra en la mina entre sus labores y verifique que estos caudales son equivalentes o superiores a los necesarios en la mina. El programa Vetsim toma en cuenta las Leyes de Kirchoff, algoritmo de Harry Cross y ecuación de Atkinson para una correcta distribución de ventilación tanto como la extracción de aire viciado como la inyección de aire fresco.

2.4.6. Drenaje de labores subterráneas

Los drenajes ácidos de minas subterráneas son una de las principales fuentes de contaminación de las aguas superficiales por consiguiente del medio ambiente. El agua ácida de mina contiene partículas sólidas disueltas (finos procedentes de la perforación, partículas abrasivas y lodo) y partículas químicas (crea un agua altamente corrosiva) que dañan los equipos de bombeo.

2.4.6.1. Importancia

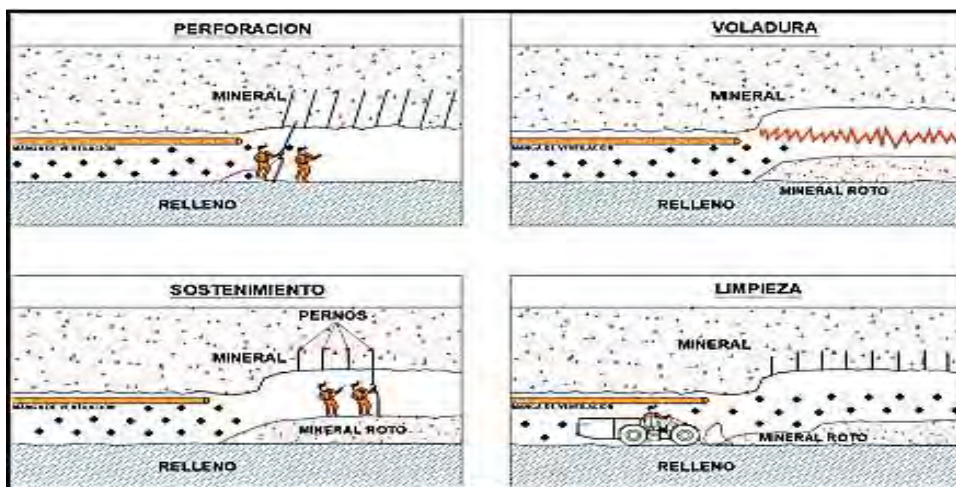
El diseño de la red de drenaje en la mina es muy importante para la evacuación del agua, puesto que el agua no drenada podría producir inundaciones o debilitamiento de labores ingresando por las fracturas o fallas.

2.4.7. Tipos de explotación

Elegir explotar un tajo en forma mecanizada o semi-mecanizada, viene relacionado con la dilución y el costo. Por ello la importancia de identificar en el modelo de bloques las zonas de explotación semi-mecanizada en base a la información geomecánica y las potencias de las vetas.

Figura 19

Ciclo de minado Semi-mecanizado-corte y relleno ascendente

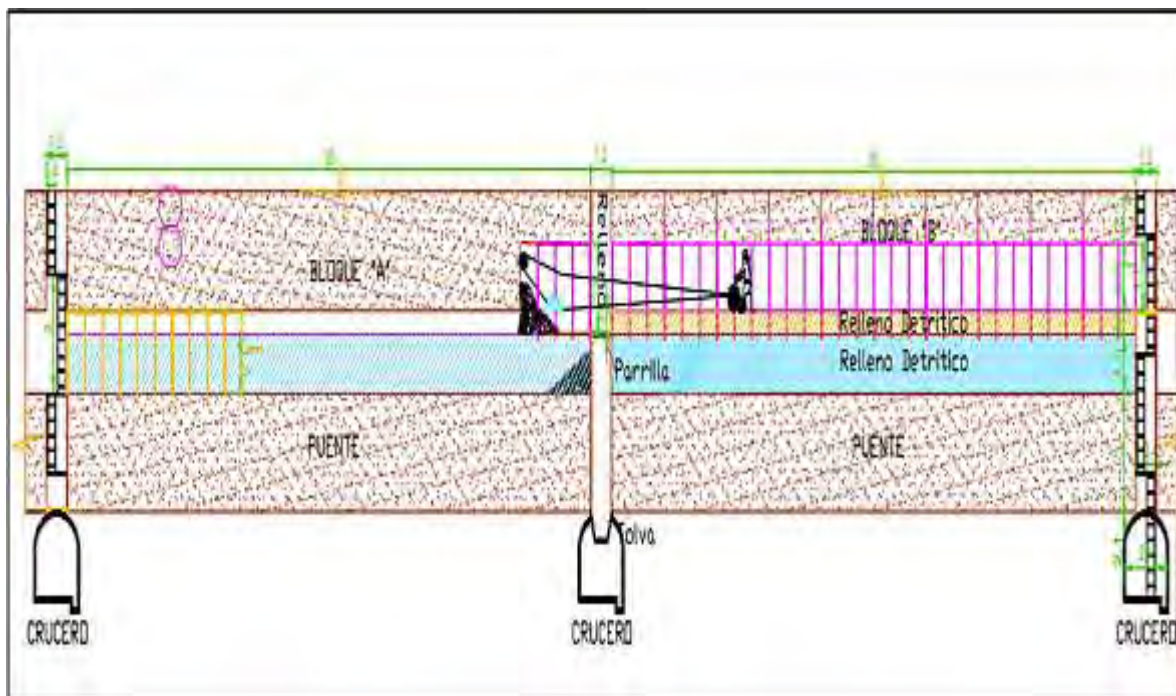


Fuente: Planeamiento-Minera Ores

Corte y relleno ascendente convencional: Este método de explotación se emplea principalmente en zonas donde los hastiales presentan problemas estructurales como fracturas, diaclasamientos o fallas paralelas a la estructura mineralizada, con el fin de regular la amplitud de la minería y evitar el aumento de la rotura de las cajas. El relleno utilizado en este proceso de explotación se extrae de los trabajos de desarrollo y preparación que se realizan en los distintos frentes en los que se trabaja. Es adecuado para rocas demasiado fragmentadas. (2014) (Chambi A.).

Figura 20

Corte y relleno ascendente convencional



Fuente: Planeamiento-Minera Ores

Corte y Relleno Ascendente Semi-mecanizado: Este método utiliza una combinación de equipos convencionales y mecanizados, aplicando tecnologías modernas en sus operaciones. Por ejemplo, emplean cucharas como equipo de limpieza y máquinas Jack Leg para perforar. Para desplazar el equipo mecanizado se necesitan rampas u otros puntos de acceso. El método prevé la

construcción de una rampa operativa, a partir de la cual se crean cruces hasta la estructura y se recorre una galería a lo largo del curso de la veta y de la longitud del tajo. Después de esto, se puede iniciar el proceso de extracción, que involucra máquinas Jack Leg para la perforación y un scooptram para la limpieza.

2.4.8. Indicadores económicos

García (2021) señala que representan herramientas financieras que consentir un análisis de rentabilidad de llevar a cabo un proyecto o no, es decir, le da información a la empresa si es viable económicamente invertir capital financiero en el proyecto.

2.4.8.1. Valor Actual Neto (VAN)

El valor presente neto (valor presente neto) es el modelo de valor presente más utilizado, que se refiere a la diferencia entre el valor presente de los beneficios y los costos. Generalmente, de acuerdo con el cuadro a continuación, el VAN disminuye a medida que aumentan las tasas de interés. Su fórmula está representada por:

$$\text{VAN} = \text{Inv.} + \sum_{j=1}^n \frac{F_j}{(1+i)^j}$$

2.4.8.2. Tasa Interna de Retorno (TIR)

La tasa interna de rendimiento es la tasa de interés del saldo de inversión no recuperado que se genera en cualquier momento durante la duración del proyecto. De acuerdo con las condiciones y alcance del proyecto, se debe evaluar de acuerdo con las características del proyecto. El método consiste en encontrar una tasa de interés que cumpla con las condiciones deseadas al iniciar o aceptar un proyecto de inversión.

$$0 = -I_0 + \sum_{T=1}^n \frac{F_n}{(1+TIR)^n}$$

2.4.8.3. Relación Beneficio-Costo (B/C)

La relación beneficio / costo está representada por la relación ingresos-gastos, donde los ingresos y los gastos deben calcularse en función del flujo de efectivo utilizando VPN o CAUE. El análisis de la relación B/C, toma valores mayores, menores o iguales a 1, lo que implica que: B/C > 1 implica que los ingresos son mayores que los egresos, entonces el proyecto es aconsejable. B/C = 1 implica que los ingresos son iguales que los egresos, entonces el proyecto es indiferente. B/C < 1 implica que los ingresos son menores que los egresos, entonces el proyecto no es aconsejable.

$$\frac{B}{C} = \frac{\frac{F_j}{(1+j)^1} + \frac{F_j}{(1+j)^2} + \dots + \frac{F_j}{(1+j)^n}}{I_0}$$

2.4.8.4. PAYBACK (Periodo de recuperación)

Payback es un término económico que se traduce como "plazo de recuperación" y hace referencia a un período de tiempo en el cual se recupera una inversión. En el mundo empresarial, el plazo de recuperación se refiere al momento en el cual los beneficios obtenidos por la inversión se igualan al capital invertido. Por lo tanto, se trata de una medida temporal y es útil para realizar una valoración de la viabilidad de proyectos mineros.

Payback = Inversión inicial / Flujos de caja

$$Payback = \frac{Inversion\ inicial(I_0)}{flujos\ de\ caja(F_j)}$$

CAPÍTULO III

DISEÑO Y EJECUCIÓN DE LA RAMPA (-) 8524 PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN DE LA ZONA MERCEDES

3.1. Generalidades rampa (-)8524

La rampa (-) 8524 actualmente está en proceso de construcción con un avance del 40% utilizando los servicios de una empresa contratista especializada, que se encargará de la construcción de la rampa. Todos estos servicios que prestarán serán a "TODO COSTO", lo que significa que la empresa contratista dispondrá de todos los suministros, herramientas y materiales necesarios para el avance de la rampa y será remunerada en función del precio unitario de la rampa, el diseño de esta rampa mecanizada (-)8524 tiene una sección de 4,0 m x 4,0 m con una Gradiente negativa de 13%.la sección Amplia de la rampa agiliza las siguientes operaciones:

Perforación y voladura: Se utilizará una barra de perforación de 12 pies para su avance óptimo y se diseñó una malla de perforación para una óptima voladura que se adaptara mejor al tipo de roca y maximizara el avance por disparo.

Limpieza: Para la Limpieza de la rampa (-) 8524. Se utilizará un Scooptram de 6 Yd3 Para maximizar el rendimiento de la limpieza y se tendrá un Scooptram de 4 Yd3 como equipo de

auxilio para cualquier imprevisto. Para el acarreo de material se utilizará volquetes de 30 Tn, para lo cual se diseñaron cámaras de carguío y acumulación.

Sostenimiento o soporte: Para soporte en la rampa de 4,0 x 4,0 se utilizará diferentes tipos de sostenimiento esto dependiendo del tipo de roca. malla electro soldada y pernos helicoidales de 7 pies colocados a intervalos de 5 pies, se utilizará cimbras metálicas de tipo H4 para zonas de falla, también como el sostenimiento con shotcrete para esto A partir de un análisis de tensiones y un análisis de cuñas, se crea un diseño de soporte que garantiza un factor de seguridad superior a 1,5.

Ventilación: se ha diseñado una red de ventilación para la construcción de la rampa (-)8524 tomando en cuenta el aire viciado que se generará con la ejecución y también el ingreso de aire fresco para una sección de 4,0 x 4,0m. la rampa tendrá una longitud total de 1160 metros. actualmente tiene una longitud de 400 metros aproximadamente con una gradiente negativa de 13%, por lo que no era necesario instalar ventiladores de gran capacidad para la construcción de la rampa.

Bombeo: Se utilizará pozas de bombeo de diferentes capacidades según vaya avanzando la rampa. La potencia requerida de las bombas será según el caudal de agua generado con la construcción de la rampa a lo largo de la rampa de 4,0 x 4,0 m que tiene una longitud inclinada de 650 metros. Para la rampa 4,0 x 4,0 se diseñó una red de bombeo estimando la potencia de las bombas.

Figura 21

Bocamina Rampa (-)8524-foto



Fuente: Fotografía propia

3.2. Diseño de la rampa

El diseño y construcción de la Rampa (-)8524 permite la movilización de equipos, materiales y mano de obra, así como la extracción de mineral utilizando métodos rápidos y adaptables como los camiones de perfil bajo. Al momento del diseño de la Rampa (-)8524, fue importante tener en cuenta los siguientes aspectos técnicos para su diseño como son:

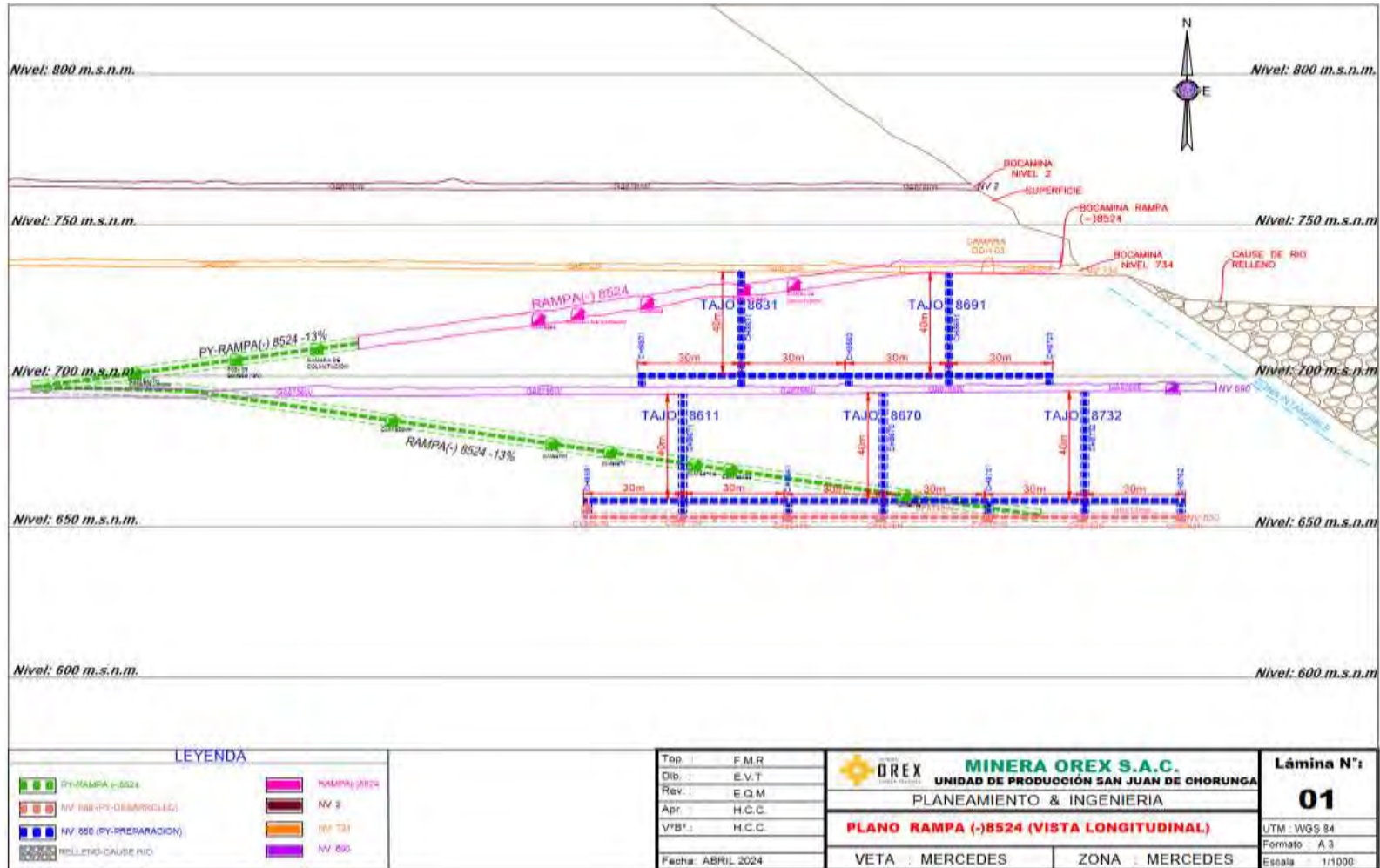
- Condiciones geomecánicas (calidad de la roca)
- Longitud inclinada de la rampa
- Longitud total de la rampa
- Cámaras de acumulación.
- Cámara de Carguío
- Cámaras de Colmatación
- Pozas de bombeo
- Pendiente de la rampa

- Radio de curvatura de la rampa
- Sección de la rampa
- Tipo de rampa.
- Cámara de sondajes diamantinos
- Refugios peatonales
- Sub estación Eléctrica

El objetivo principal de la rampa (-) 8524 es profundizar a el clavo mineralizado de veta MERCEDES, entre los niveles 690 y 650. Se utilizará el avance de sección completa, con un tamaño de sección de 4,0 m x 4,0 m que permitirá operaciones de perforación y voladura de sección completa esta rampa será de tipo basculante.

Figura 23

Vista en perfil de la Rampa (-) 8524



Fuente: Elaboración propia-Planeamiento C.I.A. Minera OREX

3.2.1. Longitud total de la rampa

La longitud total de la rampa es de 1160m que incluyen cámaras diamantinas, cámaras de colmatación y bombeo, cámaras de acumulación y carguío, crucero, refugios para personal etc. La longitud de la rampa inclinada permitirá llegar desde el nivel 734 (superficie) hasta el nivel 650.

Cabe resaltar que la Rampa (-)8524 tiene proyectos a largo plazo de llegar a niveles inferiores como son los niveles 435 y 390 donde el clavo mineralizado mejora en leyes.

La longitud total de la rampa (-)8524 se puede visualizar mediante una vista en planta como mostramos en la siguiente figura 22.

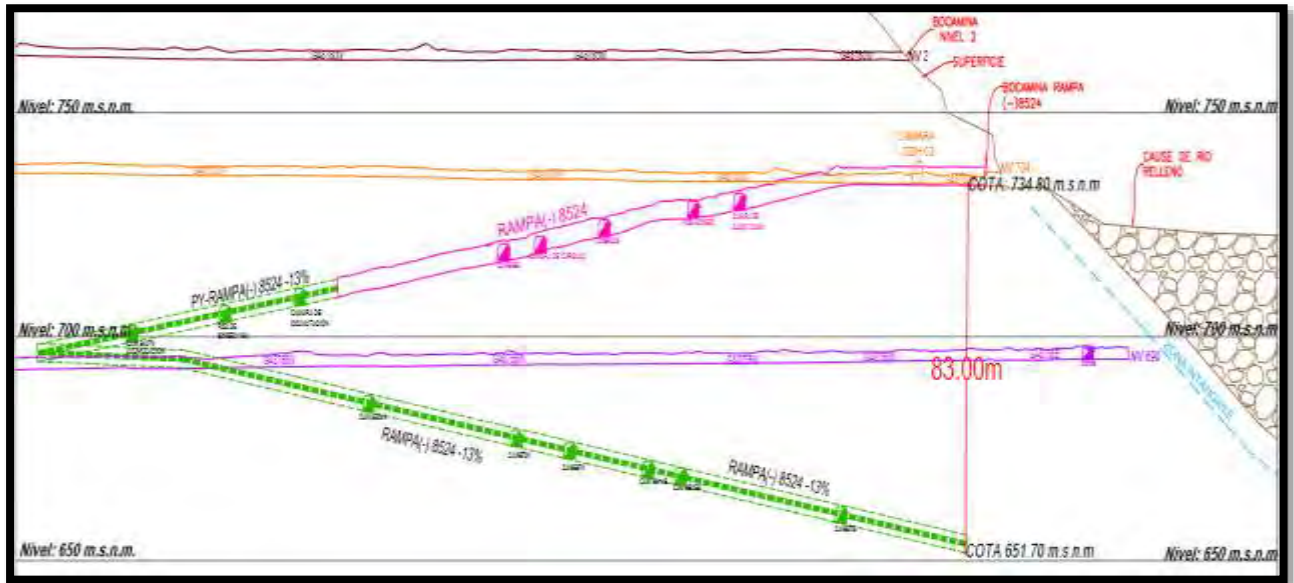
3.2.3. Gradiente de la rampa.

La gradiente es un factor muy importante porque bajo este parámetro importante se elegirá el tipo de maquinaria que transitarán en la rampa. La gradiente del será del 13%, Este se determinó primeramente por el equipo que transitará en dicha rampa, otro de factor es a la cota que se tiene como objetivo llegar.

La gradiente de -13 % es nuestra rampa nos indica que, en una longitud inclinada de 600 metros, bajaremos un promedio de 80 metros en cota o longitud vertical. Con esta longitud vertical se puede llegar a un siguiente nivel.

Figura 24

Rampa (-) 8524 diferencia de Cotas



Fuente: Elaboración propia-Planeamiento C.I.A. Minera

3.2.4. Radio de curvatura

Estos radios dependen de la maquinaria que se emplee en la mina. Existen dos radios de curvatura diferentes:

- a) El radio de curvatura interno (IR).
- (b) El radio de curvatura exterior (ER).

Al planificar la rampa, hay que tener en cuenta el radio interno de curvatura. Este radio debe ser lo suficientemente grande como para permitir una fácil circulación del equipo.

Para determinar el radio de curvatura de la rampa 8524 se tiene en cuenta el radio interior de la pieza más larga del equipo de acarreo y limpieza que se vaya a utilizar. Para la rampa (-)8524, nuestro R_c es de 40.0 m lo que nos permite una circulación libre de los equipos de perforación, limpieza y acarreo.

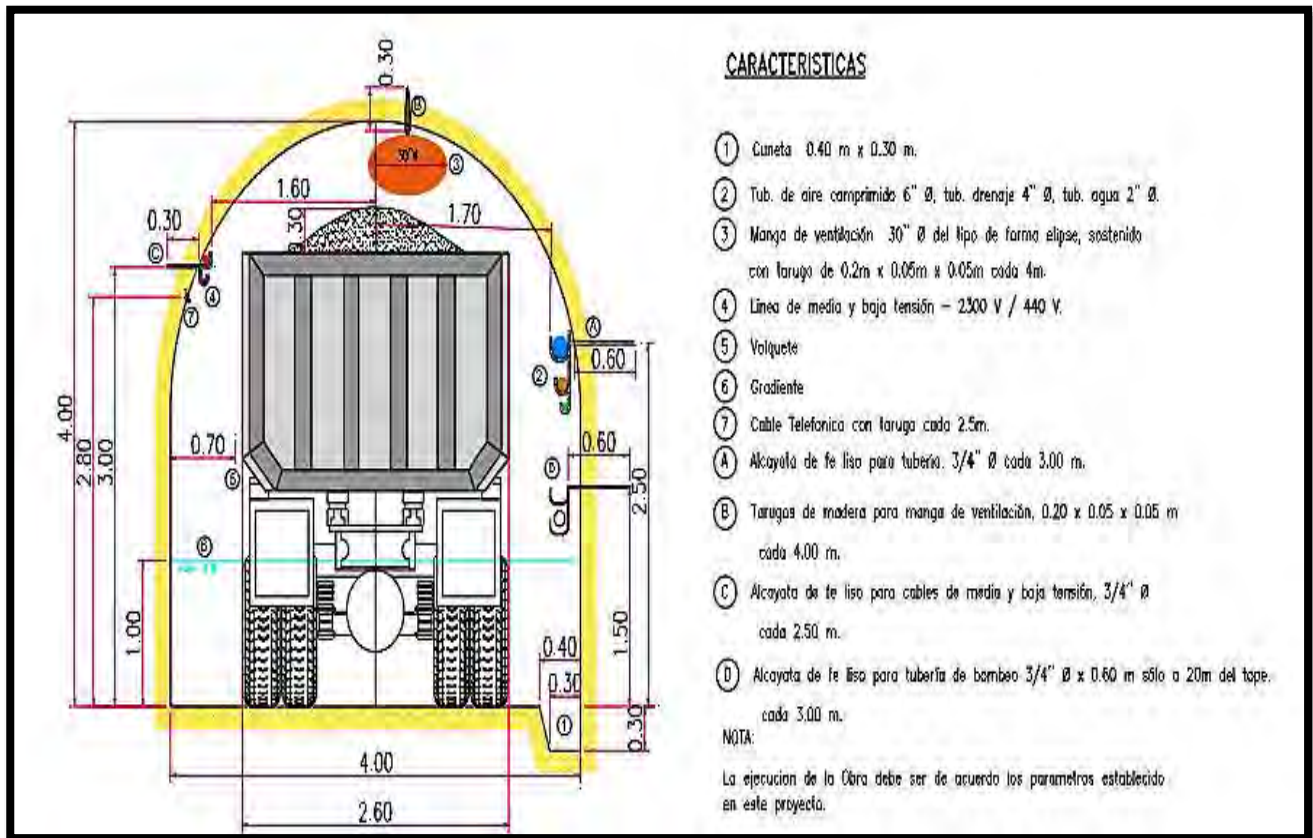
3.2.5. Sección de la rampa

Las dimensiones de la rampa se diseñaron en función de la capacidad de producción previstas a futuro. Los equipos que se movilizaran, las propiedades físicas y el comportamiento mecánico del macizo rocoso que atravesaría y el tamaño o volumen de la maquinaria que se empleará.

La Rampa (-) 8524, se ha catalogado como una rampa principal, por lo que se ha elegido la sección de 4.00 x 4.00 m, haciendo una sección de 13.57 m²

Figura 25

Estándar de Rampa 4mx4m (-)8524



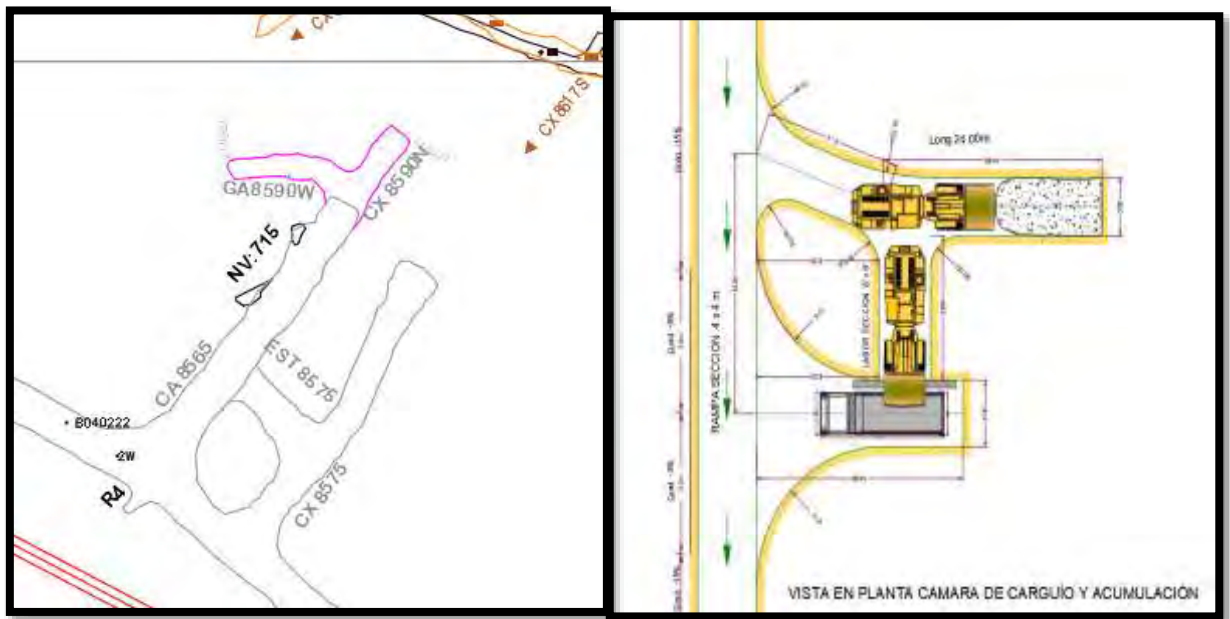
Fuente: Elaboración Propia- Planeamiento C.I.A. Minera OREX

3.2.6 Diseño y cálculo de cámaras de acumulación y carguío.

En la rampa (-) 8524 se construirán las cámaras de acumulación cada 100 metros. Dependiendo del equipo de limpieza (Cat R1600-H), que tiene una longitud total de 9.94 metros y una anchura total de 2.72 metros, las cámaras de acumulación deben tener un radio de giro de 10,00 metros, necesario para el giro del camión volquete (VOLVO FM 400). Además, la intersección debe tener una altura de 5.5 metros (5.28 metros con la cuchara elevada) para poder transportar el material Estéril.

Figura 26

Vista en planta de las cámaras de carguío de carga tipo H



Fuente: Elaboración propia- Planeamiento -C.I.A. Minera OREX

3.3. Metodología de construcción de la rampa

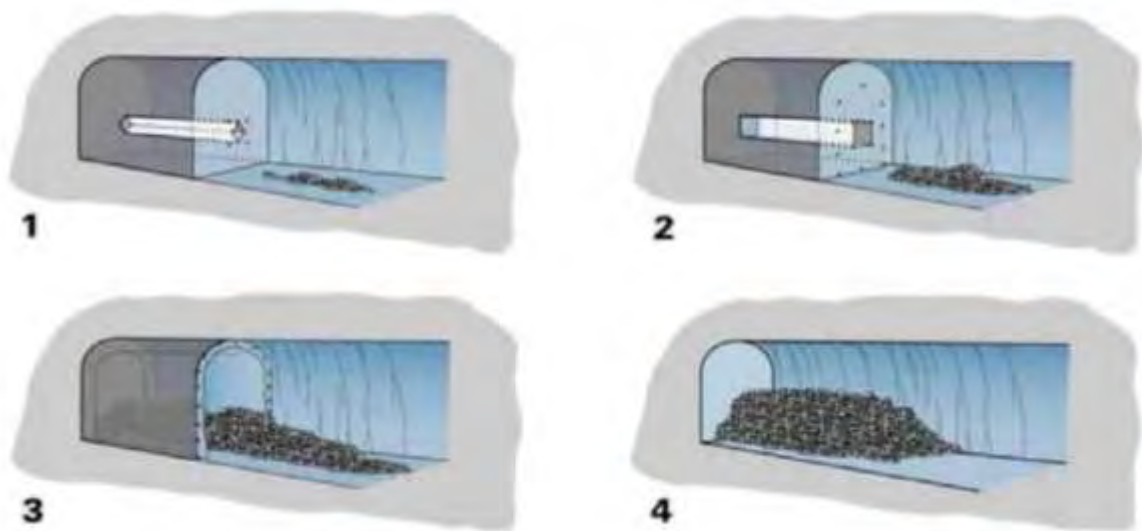
Dado que las dimensiones de la excavación nos permiten emplear este tipo de tecnología, la Rampa (-) 8524 se construirá utilizando equipos mecanizados y el método de sección completa. Se utilizará la voladura de corte, que implica una secuencia de disparo que debe generar gradualmente caras libres para permitir la detonación de los agujeros subsiguientes, que seguirán

un orden basado en la posición y la carga de los agujeros (o grupos de agujeros) formados. La perforación de orificios de alivio producirá una cara libre artificial al dejar uno o más orificios vacíos.

A continuación, se dispararán los taladros que tengan una cara libre mayor ya formada por el arranque, seguidos de los cuadradores (frontones), los taladros de corona, que deben iniciarse a continuación, y por último los taladros de arrastre.

Figura 27

Secuencia de voladura de recorte



Fuente:(Manual de Atlas Copco)

3.4. Ciclo de construcción de la rampa (-)8524

La rampa se construirá de acuerdo con el ciclo minero especificado, al igual que cualquier otra actividad de construcción de obras subterráneas, dependiendo de la disponibilidad de agua, aire y equipos de limpieza. Siendo la secuencia la siguiente: Perforación, voladura, ventilación, limpieza, desatado y sostenimiento.

3.5. Parámetros de Perforación

Su efecto de impacto y fricción excavará la roca en un área igual al diámetro de la broca hasta alcanzar la profundidad indicada por la longitud de la barra de perforación utilizada (EXSA, 2009).

Se acordó emplear un JUMBO SANDVIK DD210, 1 brazo, en la perforación con una varilla de 12 pies de acuerdo con los requisitos de trabajo establecidos en el contrato entre el contratista y la empresa y los criterios operativos definidos en la rampa (-)8524.

Tras tener en cuenta las variables de perforación, la eficiencia y otros aspectos, se estableció un avance neto de 3,10 metros en promedio por disparo para los frentes de avance de $4,0 \times 4,0$ m.

El objetivo de una perforación eficaz es lograr la mayor penetración con el menor gasto. A la hora de elegir el equipo de perforación fue necesario tener en cuenta los parámetros de diseño de la rampa (-)8524. A continuación, se describen las cualidades:

- sección: 4.00 m x 4.00 m
- con una pendiente: (-)13%
- III-A y III-B rocas regulares.
- Equipo de perforación: JUMBO SANDVIK DD210 un brazo
- Longitud de la varilla: 3.6 m (12 pies)
- diámetro del escariador: 102 mm
- Longitud efectiva de perforación: 3.43 metros
- diámetro de la broca: 45 milímetros.
- Longitud efectiva de avance por disparo: 3.10 metros
- Nro. taladros perforados: 52 tal.
- La roca tiene una densidad de: 2.70 Ton/m³.

3.5.1. Equipo de perforación y accesorios.

Con secciones transversales de hasta 24 metros cuadrados, el Sandvik DD210 es un equipo de perforación electrohidráulico de un solo brazo diseñado para su uso en proyectos de desarrollo de túneles y minas. El brazo universal de alta resistencia de este jumbo de minería proporciona una excelente cobertura, rotación de 360 grados y paralelismo automatizado, lo que permite un posicionamiento rápido y sencillo y precisión para la perforación de frentes.

Figura 28

JUMBO Sandvik DD210



Fuente: Rock technology-sandvik

Las ventajas incluyen:

- Una forma pequeña que proporciona una visibilidad y estabilidad excepcionales.
- Para maniobrabilidad.
- Chasis articulado de alta resistencia.
- Características automáticas y un entorno de perforación que favorecen una perforación rápida, segura y precisa.

- Potente perforación hidráulica con controles sencillos para un alto rendimiento de perforación.

3.5.2. Accesorios

Las barras de perforación y las brocas son accesorios de perforación de uso frecuente. Para el montaje de componentes, también se utilizan acopladores y otros adaptadores.

La broca es una barra de acero con un extremo roscado y un conducto interno para recircular el agua para refrigeración.

Una broca es una herramienta de corte con un diámetro que suele oscilar entre 45 y 102 mm, fabricada normalmente con metal endurecido (carburo de tungsteno) o aleación de diferentes materiales de alta dureza y resistencia, tienen botones de carburo de tungsteno en forma de una cruz, una X.

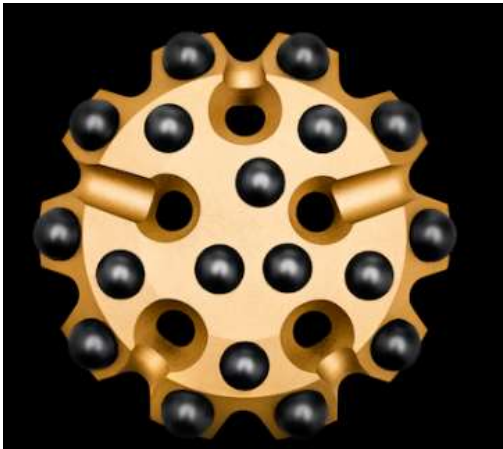
El tipo de perforadora, las propiedades de la roca y el diámetro de la bomba explosiva de entrada influyen en la selección de una o varias brocas y su diámetro. En general, las brocas de botón son las que mejor funcionan porque pueden impactar en la roca de forma más uniforme y dispersar fácilmente el polvo de roca.

Brocas para perforación con martillo en cabeza: Las brocas con cabeza de martillo están fabricadas para durar mucho tiempo. También proporcionan una capacidad de vertido superior, mayores velocidades de penetración, orificios más rectos y una mayor vida útil de los componentes.

Los diámetros interiores de las brocas de botón roscado oscilan entre 28 y 152 mm y se fabrican íntegramente con carburo cementado de calidad.

Figura 29

Broca cónica de botones



Fuente: Rock technology-sandvik

Barra de perforación: Las barras de perforación tienen forma hexagonal y circular y están fabricadas con acero de aleación de alta resistencia. Para ofrecer agujeros más rectos con menos desviación y una vida útil más larga, se idearon y diseñaron las varillas.

Las perforadoras modernas son capaces de producir una potencia de impacto casi infinita. Por lo tanto, tenemos que gestionar esa potencia y, lo que es más importante, asegurarnos de que llega a la roca de la forma más eficaz, precisa y económica posible.

Figura 30

Barra de perforación



Fuente: Rock technology-sandvik

3.5.3. Diseño de malla de perforación.

Podemos utilizar la técnica de R. Holmberg para crear un algoritmo que calcule los parámetros de perforación y voladura controlados, dando lugar a una cuadrícula de perforación que garantice un avance eficaz.

Para el diseño de perforación, partimos considerando los siguientes criterios:

- Tipo de roca : Regular-dura
- Sección : 4mx4m
- Peso específico (Granodiorita) : 2.6 toneladas/m³

3.5.3.1 *Calculo de número de taladros*

El cálculo de número de taladros en un frente es muy importante para el cálculo de explosivo que se necesitara. Existen diferentes métodos para hacer este cálculo uno de ellos es el método empírico y otro el método de los perímetros en nuestro caso para calcular el número de taladros que se perforara en la rampa tomaremos el método por perímetros.

A) METODO EMPIRICO

$$Nro\ de\ taladros = 10\sqrt{B \times H}$$

Donde:

B: base o ancho de labor

H: altura de la sección de labor

B) METODO DE LOS PERIMETROS

$$Nro\ de\ taladros = \frac{P}{E} + KxS$$

Para el cálculo de taladros primero tenemos que hallar el burden y posteriormente el espaciamiento. En nuestro caso utilizare la teoría de Richard Ash para el cálculo del burden.

CÁLCULO DEL BURDEN (B)

Según Richard Ash:

$$B = Kb \times \frac{De}{12}$$

Donde:

B = Burden (en pies).

Kb = Constante (depende del tipo de roca y explosivo).

De = Diámetro de la carga explosiva (pulgada).

Tabla 8

Relación de Burden Ash (Kb)

Clase de Explosivo	Densidad del Explosivo	Clase de Roca		
		Roca Blanda	Roca Media	Roca Dura
Baja Densidad	0.8 - 0.9 g/cm ³	30	25	20
Mediana Densidad	1.0 - 1.2 g/cm ³	35	30	25
Alta Densidad	1.3 - 1.6 g/cm ³	40	35	30

Fuente: Manual de perforación y voladura (instituto tecnológico geo minero)

Para la mina San Juan de Chorunga de acuerdo a su roca y el explosivo que se utilizara, tomaremos Kb = 20

Entonces:

$$B = 20 \times \frac{1}{12} = 1.66 \text{ pies} = 0.50 \text{ m}$$

b) CÁLCULO DEL ESPACIAMIENTO (E)

$$E = K_s \times B$$

Donde:

K_s = Estándar del espaciamiento, de acuerdo a la tabla de Ash para iniciación simultanea $K_s=2$, para retardos cortos $k_s=1-2$, para periodos de retardos largos $K_s=1$, en promedio $K_s=1.2$

B = Bourden (pies)

$$\text{Entonces: } E = 1.20 \times 1.66 = 1.99 \text{pies} = 0.60\text{m} \approx 60\text{cm.}$$

Tabla 9

Coefficiente de roca

Dureza de roca	Coefficiente de roca (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Fuente: Manual de perforación y voladura (instituto tecnológico geo minero)

c) NÚMERO DE TALADROS POR DISPARO (N_t)

$$N_t = \frac{P}{E} + K \times S$$

P = Perímetro de la sección (en metros). $P=4\sqrt{S}= (14.75)$

E = Espaciamiento entre taladro (en metros).

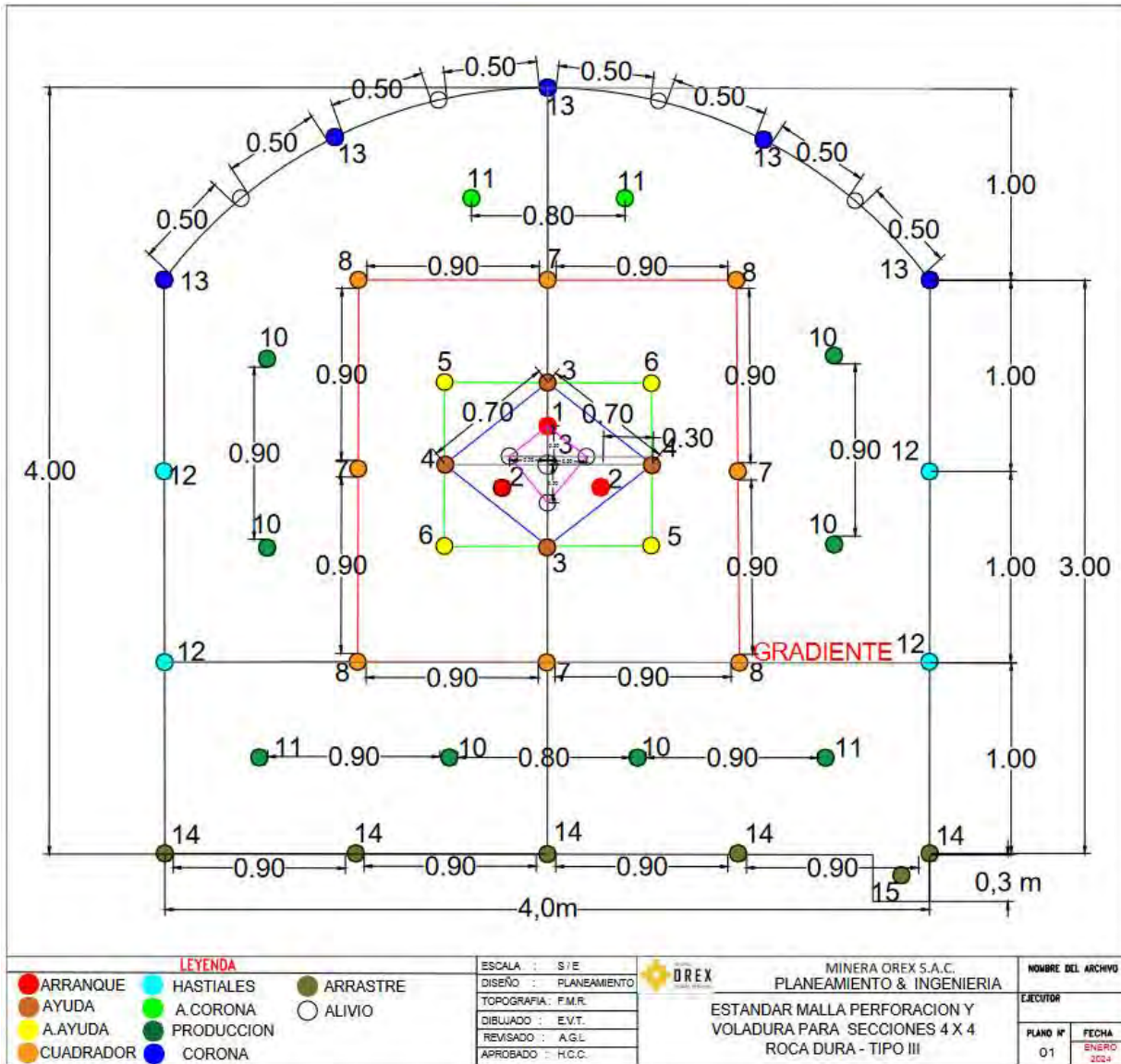
K = Coeficiente o factor de Roca (2)

S = Sección de la labor (13.57m^2)

$$N_t = \frac{14.75}{0.60} + 2 \times 13.57 = 51.72 \approx 52 \text{ taladros/disparo}$$

Figura 31

Estándar Malla de Perforación para sección 4mx4m (Rampa (-) 8524)



Fuente: Elaboración propia- Planeamiento C.I.A minera Orex

Tabla 10

Tabla de resumen de resultados de Burden y Espaciamiento y numero taladros.

RESUMEN			
TALADROS	BURDEN	ESPACIAMIENTO	NUMERO DE TALADROS
1ER CUADRANTE (ARRANQUE)	0.25	0.35	3
2DO CUADRANTE	0.20	0.54	4
3ER CUADRANTE	0.30	0.82	4
4TO CUADRANTE	0.43	1.21	8
TALADROS DE PRODUCCION	0.95	1.82	8
HASTIALES	0.60	0.88	4
CORONA Y ARRASTRES	0.94	0.99	11
AYUDA DE CORONA	0.50	0.83	2
TALADROS DE ALIVIO	0.12	0.20	8
TOTAL, DE TALADROS INCLUIDO CUNETA			52

Fuente: Elaboración propia- planeamiento C.I.A minera Ores

3.5.4. Eficiencia de longitud promedio de perforación.

Como el cálculo de la eficacia de la perforación se ha hecho hipotéticamente, diremos que la eficacia de la perforación es del 93%.

Longitud total de perforación=longitud de barra *eficiencia de perforación

$$L_p = 3.64m \times 93\% = 3.43metros$$

3.5.5. Velocidad de perforación (VP).

Se realizó un estudio de tiempos para determinar la velocidad de perforación.

Tabla 11

Estimación de Velocidad de perforación

DIA	TIEMPO DE PERFORACION POR TALADRO (min)	LONGITUD PROMEDIO DE TALADRO (m)	VELOCIDAD PROMEDIO DE PERFORACION POR MINUTO(m/min)
1	3.5	3.43	0.97
2	3.4	3.43	1.00
3	3.6	3.43	0.94
4	3.5	3.43	0.97
5	3.4	3.43	1.00
6	3.6	3.43	0.94
7	3.5	3.43	0.97
PROMEDIO	3.5min	3.43m	0.97 m/min

Fuente: Elaboración Propia- planeamiento C.I.A minera Orex

3.5.6. Tiempo total de perforación por frente

Para estimar el tiempo medio de perforación, que se determinó utilizando una media de 7 días de medición del tiempo, se calculó el tiempo total de perforación basándose en un estudio del tiempo de cada perforación.

En nuestro caso el tiempo total de perforación del frente de la rampa (-)8524 será el tiempo promedio de perforación por taladro por el número de taladros

Tiempo Total de perforación=tiempo promedio/taladro*nro. taladros

$$T_{\text{perforacion}} = 3.5\text{min}/\text{tal} \times 52\text{tal} = 3.03\text{horas}$$

Tabla 12

Precio unitario de costo de perforación

RAMPA (-) 4.0 x 4.0						TC=	3.90
TIPO ROCA:	SEMIDURA			Longitud de barra	12	pies	
EXPLOSIVO:	EMULNOR			Eficiencia de perforacion	90%		
EQUIPOS:	JUMBO 12', SCOOP 4.2 yd3			N° Tal arranque:	4		
SECCION:	4.00 m x 4.00 m			N° Taladros:	47	und	
				N° Tal.carg.:	48	und	
				AVANCE:	2.96	m	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$ / m)
1.-	MANO DE OBRA	(SISTEMA 2X1)					
MOD01	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	56.57	\$/Tarea	72.48	
MOD12	AYUDANTE DE JUMBO	1.28	Tarea	37.25	\$/Tarea	47.73	
MOD02	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	51.05	\$/Tarea	65.41	
MOD06a	CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	40.01	\$/Tarea	51.27	
MOD14	AYUDANTE CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	37.25	\$/Tarea	47.73	
MOD13	OPERADOR DE BOMBA DE AGUA	1.28	Tarea	37.25	\$/Tarea	47.73	
						332.36	112.18
2.-	EPPs						
EPP003	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	AYUDANTE DE JUMBO	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	AYUDANTE CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP002	OPERADOR DE BOMBA DE AGUA	1.28	Tarea	3.43	\$/Tarea	4.40	
						25.31	8.54
3.-	EXPLOSIVOS						
31008429	EMULNOR 3000 1 1/4" X 12"	117.82	kg	2.10	\$/ kg		
31007933	SUPERFAM DOS	0.00	kg	0.85	\$/ kg		
31007952	FANEL MS N° 19 x 3 METROS	48	und	1.45	\$/ und		
31002998	ARMADA DE MECHA LENTA 3 M	2	und	0.86	\$/ und		
31008226	CORDON DETONANTE 5P	50	m	0.23	\$/ m		
	MECHA RAPIDA	1.0	m	0.46	\$ / m		
						0.00	0.00
4.-	ACEROS DE PERFORACION						
AC103	BROCA DE BOTONES DE 45 mm	155	m	0.38	\$ / disp	58.79	
AC102	BARRA T38 H35 R32 12 PIES	155	m	0.20	\$ / disp	30.34	
AC101	SHANK ADAPTER R-38	155	m	0.23	\$ / disp	35.41	
AC105	BROCA ESCAREADORA DE BOTONES DE 4"	13	m	0.75	\$ / disp	9.88	
AC106	ADAPTADOR PILOTO R32 x 120	13	m	0.26	\$ / disp	3.42	
AC107	AFILADORA P/ BROCA DE BOTONES	155	m	0.09	\$ / disp	13.92	
AC108	COPA P AFILAR BROCA 10MM	155	m	0.05	\$ / disp	7.48	
						159.24	53.75
5.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
	HERRAMIENTAS C/JUMBO	1	Tarea	23.71	\$/Tarea	23.71	
AC118	TACO DE ARCILLA	0	und	0.10	\$/ und	0.00	
AC119	TUBO DE PVC	12	und	2.00	\$/ und	24.00	
	TUBO PARTIDO DE PVC VOLADURA CONTROLA	4.5	und	2.00	\$/ und	9.00	
						56.71	19.14
6.-	EQUIPOS						
EQ-005	Jumbo Sandvik DD210	3.00	h-m	105	\$/ h-m	315.00	
EQ-002	Scoop 4.1 yd3	3.39	h-m	85	\$/ h-m	288.29	
EQ-002	Scoop 4.1 yd3 carguío volquete	0.47	h-m	85	\$/ h-m	40.29	
EQ-002	VENTILADOR DE 30,000 CFM	0.00	h-m	9.45	\$/ h-m	0.00	
EQ-013	ELECTROBOMBA DE 14 HP	4.00	h-m	4.94	\$/ h-m	19.75	
						663.33	223.90
7.-	SERVICIOS						
	ALCAYATAS PARA AIRE/AGUA	3.70	pp	1.00	\$/ pie	3.70	
	ALCAYATAS PARA ENERGIA	3.70	pp	1.00	\$/ pie	3.70	
	MATERIAL ALCAYATAS S	1.00	und	4.34	\$/ und	4.34	
	MATERIAL ALCAYATAS L	1.00	und	4.34	\$/ und	4.34	
	INSTALACION TUBERIA DE AIRE 4"	2.96	m	1.50	\$/ m	4.44	
	INSTALACION TUBERIA DE AGUA 2"	2.96	m	1.00	\$/ m	2.96	
						23.49	7.93
A.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS					1260.45	425.44
8.-	COSTOS INDIRECTOS						
	Contingencias y prevención de pérdidas	0.00%			\$	0.00	0.00
	Gastos Generales	0.00%			\$	0.00	0.00
	Utilidad	10.00%			\$	126.04	42.54
B.-	SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS					126.04	42.54
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (\$ / m)						1,386.49	467.99

Fuente: Área de Costos y productividad- C.I.A minera Ores

3.6. Diseño de voladura

La distribución de la carga se realiza utilizando la rejilla de perforación estimada.

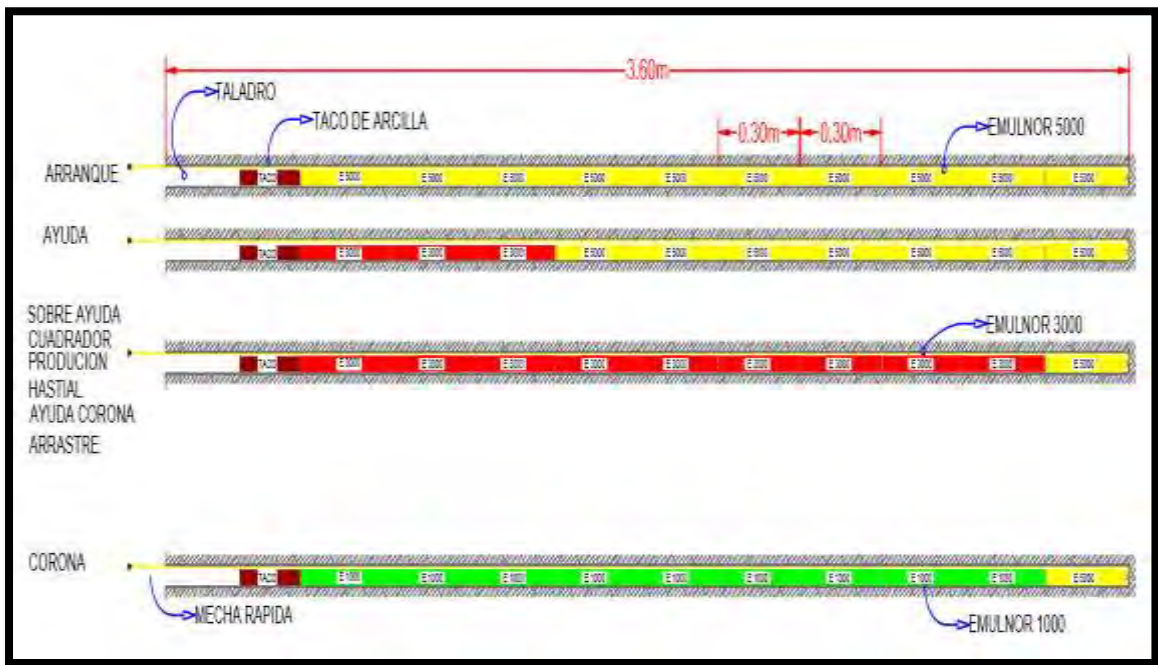
3.6.1. Explosivo y accesorios de voladura.

3.6.1.1. Emulnor: Una envoltura de plástico protege la emulsión explosiva EMULNOR, que posee las cualidades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad del gas de voladura.

Estos explosivos recientemente lanzados contienen rasgos similares a los hidrogeles, pero además mejoran dos cualidades esenciales: la potencia y la resistencia al agua.

Figura 32

Diseño de carga por taladro



Fuente: Elaboración Propia- planeamiento C.I.A minera Ores

Tabla 33

Distribución de Explosivos por taladro

DISTRIBUCIÓN	N° TALADROS	CANT CARTUCHOS	0.25	0.27	0.27
			1000 EMULNOR 1/4 x 12	3000 EMULNOR 1/4 x 12	5000 EMULNOR 1/4 x 12
ARRANQUE	3	10			30
AYUDA	4	10		12	28
SOBRE AYUDAS	4	10		36	4
CUADRADOR	8	10		72	8
TALADROS DE PRODUCCIÓN	8	10		72	8
HASTIAL	4	10		36	4
AYUDA CORONA	2	10		18	2
CORONA	5	10	45		5
ARRASTRE	6	10		54	6
	44				
TALADROS ALIVIO CORONA	4				
TALADROS RIMADOS	4				
TOTALES	52	90	45	300	95
PEDIDOS POLVORIN			45	300	95

Fuente: Elaboración Propia- planeamiento C.I.A minera Ore

Figura 34

Emulnor 500,1000,3000,5000



Fuente: Famesa explosivos

3.6.1.2 Iniciador (fanel)

La iniciación Fanel, que proporciona las ventajas de la voladura sincronizada con la simplicidad de erradicar el potencial de desconexiones, es una tecnología de iniciación de éxito para su uso en minería subterránea, minería de superficie y obras civiles.

La llama del cordón detonante pone en marcha la carga de pólvora de ignición, y la carga primaria pone en marcha el explosivo de gran potencia transformando el calor en detonación. Debido a que la pólvora de ignición es visible en el extremo abierto de la cápsula.

Figura 35

Faneles(retardantes)



Fuente: Famesa explosivos

3.6.1.3 Cordón Detonante (Pentacord).

El pentacord es un artefacto explosivo que combina seguridad, facilidad de manejo y una rápida velocidad de detonación. Está fabricado con un núcleo de pentrita (PETN) revestido de plástico y recubierto de fibras sintéticas. Con una velocidad de detonación de 7000 m/s, los cordones reforzados tienen más filamentos y se les añaden resinas de queroseno para aumentar su agarre y resistencia a la abrasión.

Figura 36

Rollo de Pentacord



Fuente: Famesa explosivos

3.6.1.4 Mecha de seguridad (Carmex)

Un método eficaz y seguro de iniciación a la voladura es el carmex. Un Fulminante Común N.º 8, un segmento de Fusible de Seguridad, un Conector para Fusible Rápido, y un Bloque de Sujeción, un cierre de plástico con la función de sujetar el Fusible Rápido al Conector para Fusible Rápido, componen el carmex.

Figura 37

Carmex (Mecha de seguridad)



Fuente: Famesa explosivos

3.6.1.5. Mecha rápida

Una masa pirotécnica, dos cables y una carcasa exterior de plástico componen su construcción. En el curso de su combustión, la mecha rápida genera una llama incandescente lo suficientemente caliente como para encender la masa pirotécnica de la conexión de la mecha rápida, que a su vez garantiza que la mecha de seguridad se encienda con éxito. La velocidad de combustión es de 35 s/m.

Figura 38

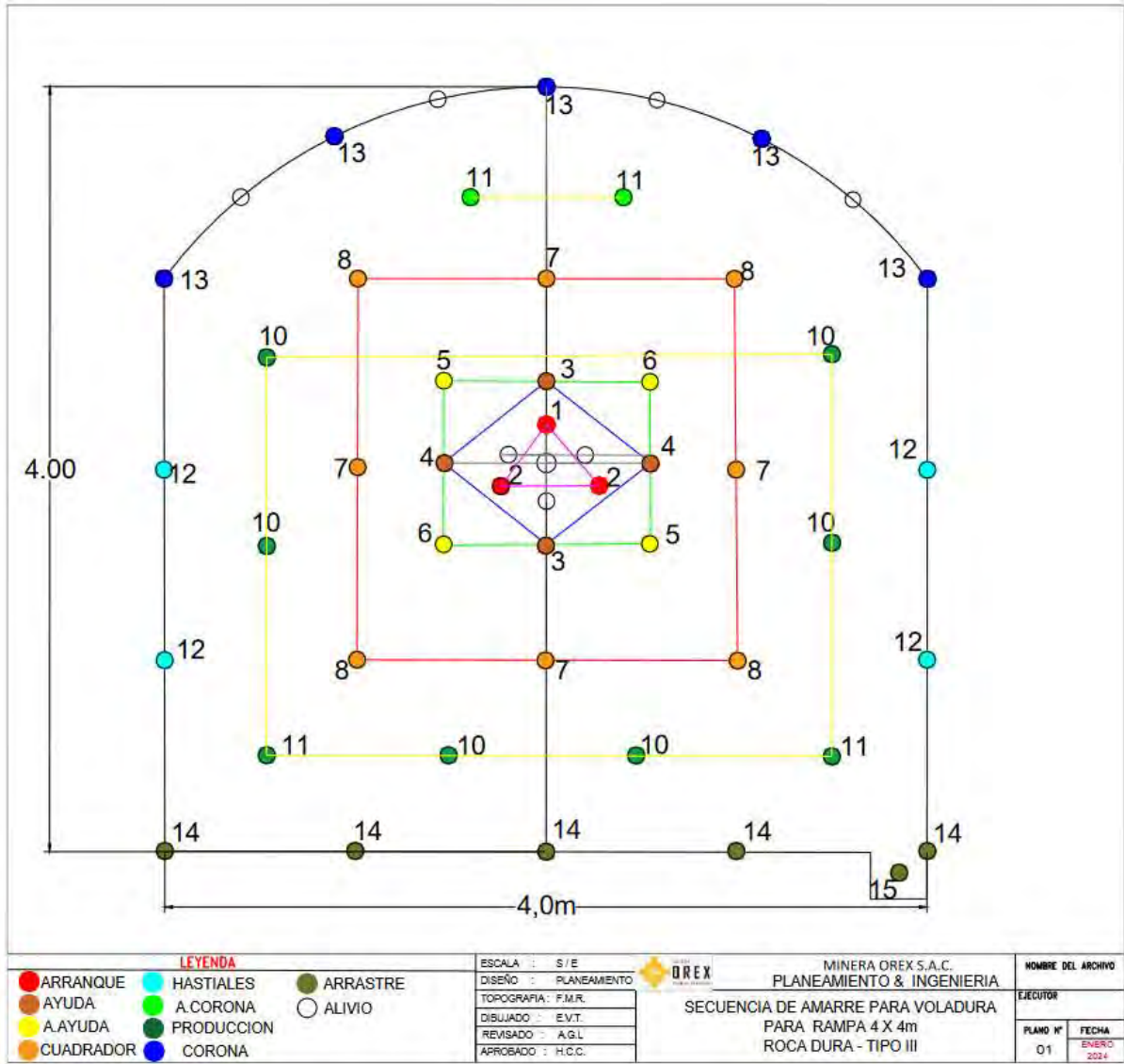
Mecha Rápida



Fuente: Famesa explosivo

Figura 39

sistema de amarre para voladura



Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C. I, A minera Orex

Figura 40

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: Famesa explosivos

Figura 41

Peso y dimensiones de Emulnor

Presentación	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 30,0
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	150	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

Fuente: Famesa explosivos

3.6.1.6 Consumo de explosivos por disparo

Tabla 13

Distribución de Carga en los taladros

DISTRIBUCION	N° TALADROS	CANTIDAD CARTUCHOS	EMULNOR	EMULNOR	EMULNOR
			1000 1/4x12"	3000 1/4x12"	5000 1/4x12"
1er cuadrante (arranque)	3	10			30
2do cuadrante (ayuda)	4	10		12	28
3er cuadrante (sobre ayuda)	4	10		36	4
4to cuadrante (cuadrador)	8	10		72	8
5to cuadrante (producción)	8	10		72	8
Hastiales	4	10		36	4
Corona	5	10	45		5
Ayuda de corona	2	10		18	2
Arrastres	6	10		54	6
Total, de taladros cargados	44				
Taladros de alivio de corona	4				
Taladros rimados	4				
TOTAL, TALADROS	52		45	300	95
PEDIDOS A POLVORIN					440 CARTUCHOS

Fuente: departamento de planeamiento C.I.A minera Ores

3.6.2. Factor potencia

Para el cálculo del factor de potencia, Dividimos la cantidad de explosivo por disparo por la cantidad de toneladas métricas por disparo para determinar el factor de potencia.

Calculo toneladas métricas por disparo:

$$TM(insitu) = Area \times Long. Efectiva \times P.e$$

$$TM(insitu) = 13.57m^2 \times 3.40m \times 2.5 \frac{tn}{m^3}$$

$$TM(insitu) = 115.34 \frac{tn}{disparo}$$

Tabla 14

Especificaciones técnicas emulnor

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	146	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0

Fuente: Famesa explosivos

Calculo kilogramos de explosivo por disparo:

$$KG/DISPARO = 0.176 \frac{Kg}{cart.} \times 95 + 0.173 \frac{Kg}{cart.} \times 300 + 0.171 \times \frac{Kg}{cart.} \times 45$$

$$Kg/Disparo = 76.32Kg/Disparo$$

Tabla 15*Cálculo de factor potencia*

CALCULOS		
TONELADAS POR DISPARO	115.34	Tn
KILOGRAMOS POR DISPARO	76.32	Kg
FACTOR DE POTENCIA	0.66	Kg/Tn

Fuente: Elaboración propia-planeamiento C.I.A minera Ores

3.6.3. Eficiencia de longitud promedio de voladura

Llevamos la cuenta del avance realizado con cada tiro, lo que nos permite calcular la eficiencia media del tiro. La estimación de la eficiencia se generó siguiendo el desarrollo del tiro durante 10 guardias.

Tabla 16*Cálculo de eficiencia por disparo*

GUIARDIA	LONGITUD DE AVANCE(m)	LONGITUD TALADRO(m)	EFICIENCIA (%)
1	3.12	3.401	0.94
2	3.10	3.401	0.91
3	3.08	3.401	0.93
4	3.09	3.401	0.92
5	3.10	3.401	0.91
6	3.10	3.401	0.91
7	3.10	3.401	0.94
8	3.07	3.401	0.92
9	3.10	3.401	0.91
10	3.05	3.401	0.92

Fuente: Elaboración propia- planeamiento C.I.A minera Ores

El Avance promedio por disparo en la rampa (-)8524 es de 3.10 metros, cumpliendo esta una eficiencia de 92% de voladura.

3.6.4. Costo de voladura

El desglose de los gastos de voladura por disparo y el cuadro adjunto ofrece un resumen.

Tabla 17

Costo de voladura por metro

EXPLOSIVOS				
DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PU \$	SUBTOTAL (\$)
EMULSION	76.32	KG	2.6	198.43
FANEL	44	PZ	1.04	45.76
PENTACORD	40	ML	0.15	6.00
MECHA RAPIDA	0	M	0	0
COSTO DE VOLADURA POR DISPARO:				250.19 \$
AVANCE EFECTIVO POR DISAPRO				3.10m
COSTO DE VOLADURA POR METRO				80.70 \$/m

Fuente: área costos-C.I. A minera OREX

3.7. Carguío- acarreo

3.7.1 LH307 Scoop Sandvik:

Debido a lo limitado de la tarea, los scoptrams son necesarios principalmente para trabajos subterráneos. Dispone de marcha adelante y marcha atrás debido al lugar donde se sienta el operador. Diseñado especialmente para su uso en minas subterráneas, subterráneos y otros espacios con espacio limitado, un scooptram es un vehículo de bajo perfil y sin orugas para cargar y mover materiales (Guerra, 2011).

Con una capacidad de carga de 6,7 toneladas métricas y la tecnología LHD más reciente, la LH307 para metro de Sandvik ofrece el máximo rendimiento incluso en las aplicaciones de metro más rigurosas.

Tabla 18

Datos técnicos scoop Sandvik LH307

DATOS TECNICOS	
Dimensiones (longitud – ancho – altura)	8.7 x 2.3 x 2.3 m
Capacidad	6.7 Tm
Rango de cucharon	2.7 – 3.7 m ³
Peso (operativo)	18.020 Kg
Fuerza de arranque hidráulico (levantamiento)	13.700 Kg
Fuerza de arranque hidráulico (inclinación)	11.300 Kg
Potencia del motor	160 kW
Velocidad (con carga)	24.7 km/h

Fuente: Revista Sandvik

Figura 42

Scoop Sandvik LH307 4.2 yd³



Fuente: Sandvik Mining - Mining Solutions

3.7.2. Volquete Volvo FMX 440

El camión Volvo FMX 440 de tecnología europea tiene una cabina con suspensión de muelles y amortiguadores y un chasis de acero de bajo peso y alta resistencia.

El trabajo en las minas requiere equipos que puedan soportar largas horas de funcionamiento bajo una tensión extrema. 2019 (Briceo) Muelles parabólicos y semielípticos, así como amortiguadores de doble acción, componen las suspensiones. La unidad Volvo de referencia, por su parte, tiene una capacidad de carga de 8.000 kgf en el eje delantero y 26.800 kgf en el eje trasero 144, lo que suma un peso bruto técnico del vehículo de 34.000 kgf.

Figura 43

Volvo FMX 6x4R



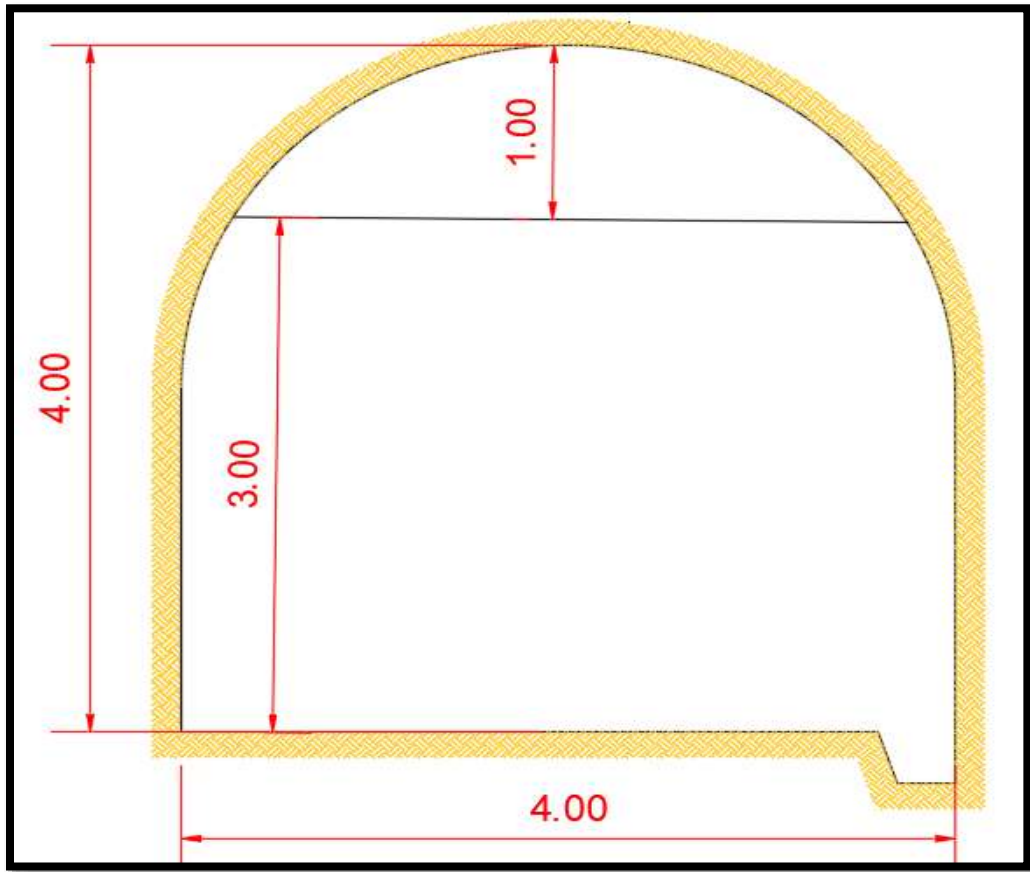
Fuente: volvo truck solutions

3.7.3. Toneladas rotas por disparo

La sección (-) 8524 de la rampa se calculó a partir de las secciones siguientes. El área de la rampa se calculó utilizando una intersección rectangular y otra semicircular.

Figura 44

Sección de Rampa 4.0 x 4.0m



Fuente: Elaboración Propia- planeamiento-C.I. A minera Ores

Cálculo de Sección de Rampa:

$$\text{Area (1)rectangulo}(m^2) = \text{Ancho} \times \text{Altura}$$

$$\text{Area}(1) = 4m \times 3m = 12m^2$$

$$\text{Area (2)semicircuferencia}(m^2) = \frac{\pi r^2}{2}$$

$$\text{Area (1)rectangulo}(m^2) = 3.14161^2 / 2 = 1.57m^2$$

$$\text{Area total}(m^2) = 12m^2 + 1.57m^2 = 13.57m^2$$

Cálculo de toneladas rotas por disparo:

$$TM \frac{Rotas}{disparo} = Area \times Avance efectivo \times P.e$$

$$TM \frac{Rotas}{disparo} = 13.57m^2 \times 3.1m \times 2.5 \frac{ton}{m^3}$$

$$TM \frac{rotas}{disparo} = 105.175 ton/disparo$$

A esta fórmula se le adiciona 30% de factor de esponjamiento.

$$Fe = 105.175 \frac{ton}{disparo} \times 30\% = 31.55 ton$$

$$total TM \frac{Rotas}{disparo} = 105.17ton + 31.55ton$$

$$total TM \frac{Rotas}{disparo} = 136.72ton/disparo$$

3.7.4. Rendimientos de Scoop

Se realizó un estudio de rendimiento basado en el tiempo de recorrido y la distancia hasta la cámara de carga, donde se acumula la carga de los agujeros. La distancia entre la parte delantera de la rampa y la cámara de carga se midió a 120 metros, 80 metros, 50 metros y 20 metros.

Tabla 19*Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 120 metros*

CALCULOS				
DISTANCIA(M)	VIAJES	TIEMPO(MIN)	CAPACIDAD CUCHARA	TIEMPO PROMEDIO (min)
SCOOPTRAM(TM)				
	1	6.42	6.7	
	2	6.30	6.7	
	3	6.35	6.7	
	4	6.30	6.7	
	5	6.50	6.7	
	6	6.45	6.7	
	7	6.42	6.7	
	8	6.39	6.7	
	9	6.43	6.7	
	10	6.43	6.7	
120	11	6.42	6.7	6.41
	12	6.50	6.7	
	13	6.30	6.7	
	14	6.39	6.7	
	15	6.42	6.7	
	16	6.43	6.7	
	17	6.35	6.7	
	18	6.39	6.7	
	19	6.42	6.7	
	20	6.39	6.7	
	21	6.43	6.7	
	22	6.42	6.7	

Fuente: Elaboración propia- planeamiento-C.I. A minera Ores

Tabla 20*Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 80 metros*

CÁLCULOS				
DISTANCIA(m)	VIAJES	TIEMPO(MIN)	CAPACIDAD CUCHARA	TIEMPO PROMEDIO (min)
SCOOPTRAM(TM)				
	1	5.10	6.7	
	2	5.15	6.7	
	3	5.30	6.7	
	4	5.05	6.7	
	5	5.08	6.7	
	6	5.07	6.7	
	7	5.06	6.7	
	8	5.06	6.7	
	9	5.12	6.7	
	10	5.13	6.7	
80	11	5.14	6.7	5.13
	12	5.16	6.7	
	13	5.17	6.7	
	14	5.12	6.7	
	15	5.30	6.7	
	16	5.12	6.7	
	17	5.10	6.7	
	18	5.07	6.7	
	19	5.08	6.7	
	20	5.13	6.7	
	21	5.12	6.7	
	22	5.11	6.7	

Fuente: Elaboración propia-planeamiento-C.I. A minera Ores

Tabla 21*Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 50 metros*

CÁLCULOS				
DISTANCIA(M)	VIAJES	TIEMPO(MIN)	CAPACIDAD CUCHARA	TIEMPO PROMEDIO(MIN)
SCOOPTRAM(TM)				
	1	3.50	6.7	
	2	3.20	6.7	
	3	3.30	6.7	
	4	3.40	6.7	
	5	3.40	6.7	
	6	3.55	6.7	
	7	3.48	6.7	
	8	3.50	6.7	
	9	3.49	6.7	
	10	3.55	6.7	
50	11	3.56	6.7	3.48
	12	3.40	6.7	
	13	3.46	6.7	
	14	3.48	6.7	
	15	3.59	6.7	
	16	3.55	6.7	
	17	4.00	6.7	
	18	3.50	6.7	
	19	3.45	6.7	
	20	3.46	6.7	
	21	3.45	6.7	
	22	3.40	6.7	

Fuente: Elaboración propia- planeamiento-C.I. A minera Ores

Tabla 22*Estimación de tiempo de limpieza scoop a los 20 metros*

CALCULOS				
DISTANCIA(M)	VIAJES	TIEMPO(MIN)	CAPACIDAD CUCHARA	TIEMPO PROMEDIO(MIN)
SCOOPTRAM(TM)				
	1	2.50	6.7	
	2	2.30	6.7	
	3	2.30	6.7	
	4	2.40	6.7	
	5	2.40	6.7	
	6	2.50	6.7	
	7	2.48	6.7	
	8	2.50	6.7	
	9	2.49	6.7	
	10	3.01	6.7	
20	11	2.56	6.7	2.53
	12	2.40	6.7	
	13	2.40	6.7	
	14	2.48	6.7	
	15	2.55	6.7	
	16	2.55	6.7	
	17	3.00	6.7	
	18	2.50	6.7	
	19	2.45	6.7	
	20	2.40	6.7	
	21	2.45	6.7	
	22	2.40	6.7	

Fuente: Elaboración propia-planeamiento-C.I. A minera Ores

Tabla 23*Estimación de tiempo promedio por ciclo de Scoop.*

CÁLCULOS		
DISTANCIA(m)	TIEMPO PROMEDIO /VIAJE (min)	TIEMPO PROMEDIO TOTAL/VIAJE (min)
120	6.41	
80	5.13	
50	3.48	
20	2.53	
TOTAL		4.39

Fuente: Elaboración Propia- planeamiento-C.I. A minera Ores

Tabla 24*Cálculo de rendimiento de Scooptram por hora.*

RENDIMIENTO SCOOPTRAM			
CAPACIDAD (TM)	FACTOR LLENADO	TIEMPO /VIAJE (min)	RENDIMIENTO (ton/min)
6.7	90%	4.39	1.37

Fuente: Elaboración Propia-planeamiento-C.I. A minera Ores

El rendimiento del Scoop es de 1.37 toneladas métricas por minuto

3.7.5. Tiempo de limpieza por disparo

$$\frac{\text{tiempo de limpieza}}{\text{disparo}} = \frac{\text{toneladas metricas rotas/disparo}}{\text{toneladas metricas/minuto}}$$

$$\frac{\text{tiempo de limpieza}}{\text{disparo}} = \frac{136.72\text{ton}/\text{dsiparo}}{1.37\text{ton}/\text{min.}} = 99.79 \frac{\text{min}}{\text{disparo}} \approx 1\text{hr } 40\text{minutos}$$

3.7.6. Costo de limpieza

El precio unitario facturado por la empresa contratista se utiliza como base para el cálculo de los precios de perforación, limpieza frontal y alquiler de ventiladores.

Tabla 25

Costo de limpieza de Rampa

Scoop 4.2 yd3							TC=	4.00
TIPO ROCA:	SEMIDURA	Longitud de barra	12	pies				
EXPLOSIVO:	ANFO	Eficiencia de perforación	93%					
EQUIPOS:		N° Tal arranque:	3					
SECCION:	4.00 m x 4.00 m	N° Taladros:	52	und				
		N° Tal.carg.:	44	und				
		AVANCE:	7.00	hr				
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO(\$)		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$ / hr)	
1.-	MANO DE OBRA							
MOD02	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	51.05	\$/Tarea	65.41		
						65.41	9.34	
2.-	EPPs							
EPP003	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18		
						4.18	0.60	
3.-	EQUIPOS							
EQ-002	Scoop 4.1 yd3	7	h-m	85.00	\$/ h-m	595.00		
						595.00	85.00	
A.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS					664.59	94.94	
4.-	COSTOS ADICIONALES							
	Contingencias y prevención de pérdidas	0.00%			\$	0.00	0.00	
	Gastos Generales	0.00%			\$	0.00	0.00	
	Utilidad(10% COSTOS DIRECTOS)	10.00%			\$	66.46	9.49	
B.-	SUBTOTAL COSTOS ADICIONALES					66.46	9.49	
TOTAL COSTO x HORA EN DOLARES (\$ / hr)						731.05	104.44	
TOTAL COSTO x M (\$ / m)							214.95	

Fuente: Área de costos -C.I. A minera Ores

3.8. Diseño de sostenimiento.

3.8.1 Estudio geomecánico de la rampa (-) 8524

El Objetivo del presente estudio es elaborar el Estudio Geomecánico de la rampa de profundización (-) 8524. Los objetivos específicos son evaluar por métodos empíricos el tipo de sostenimiento a utilizar, realizar la zonificación y por el método de elementos finitos validar la estabilidad del proyecto.

3.8.2 Zonificación Rampa (-)8524

La zonificación se realizó utilizando las fallas regionales mapeadas en las labores de desarrollo y preparación de la zona esperanza y mercedes. La falla regional que atraviesa a la rampa (-) 8524 es la falla San Juan, la cual cruza a la labor en cinco puntos.

Figura 45

Clasificación RMR Rampa (-) 8524

RMR	COLOR	TIPO	CALIDAD
81-100		I	Muy buena
61-80		II	Buena
41-60		III	Regular
21-40		IV	Mala
0-20		V	Muy mala

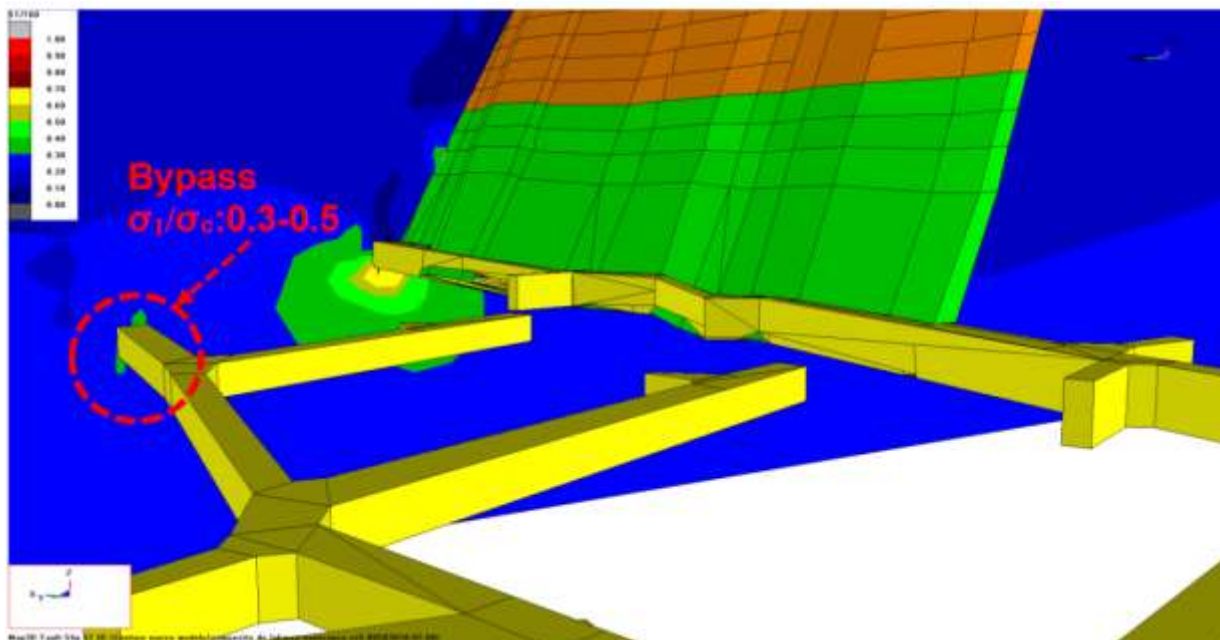
Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Ores

La rampa (-) 8524 tiene una pendiente negativa de 13 % y una longitud equivalente total de 1160 m, además considera la construcción de cuatro cámaras de carguío y 6 cruceros, los cuales estarán ubicados a lo largo de la construcción de la rampa. Para evaluar cada una de las intersecciones se ha realizado un análisis en un modelamiento en 3D de elementos finitos para evaluar la estabilidad de la rampa en profundización.

La zonificación para la rampa (-) 8524 considera que el tipo de roca estará en el rango de III, IV y V.

Figura 47

Zonificación de labores adyacentes a la Rampa (-) 8524



Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Ores

De los tipos de roca podemos determinar que gran parte del tramo se encuentra en calidad de macizo rocoso tipo III (roca regular) con una incidencia de 83%; de tipo IV (roca mala) se proyecta tener un 9% y de tipo V con 8% (roca muy mala).

3.8.3 Diseño Geotécnico del sostenimiento

Para el diseño geotécnico y determinación del tipo de sostenimiento apropiado para la construcción de la rampa (-) 8524 de exploración se utilizarán las metodologías.

- Los métodos empíricos
- Los métodos numéricos

3.8.3.1 Método empírico de determinación de sostenimiento

Para la clasificación de los macizos rocosos y la evaluación del sostenimiento de las rocas se emplean numerosos enfoques empíricos. Las metodologías empíricas son un recurso útil para elegir los materiales de sostenimiento, pero sólo deben utilizarse como guía general y siempre dependen de las circunstancias locales específicas de cada excavación de metro.

Los procedimientos empíricos relacionan el tamaño de una excavación, la calidad del macizo rocoso y los materiales de apoyo necesarios.

Las explotaciones temporales y permanentes deben realizarse de forma que se garantice la estabilidad de la excavación a lo largo de toda su vida útil. Debido a los efectos ambientales del entorno provocados por la presencia de humedad, temperatura, aguas ácidas, etc., es vital tener en cuenta la durabilidad de los elementos de sostenimiento a lo largo del tiempo y su mantenimiento a la hora de elegir las labores permanentes.

3.8.3.2 Estimación empírica de longitud de pernos de anclaje

La longitud de los pernos de anclaje se calculó basándose en las directrices empíricas ofrecidas por Barton y Stillborg.

Según Barton, la siguiente expresión empírica puede utilizarse para estimar la longitud de los pernos de anclaje.

$$L = 2 + 0.15xB ESR$$

Stillborg, propone la siguiente ecuación para estimar la longitud de pernos de anclaje

$$L = 1.4 + 0.184 * B$$

Tabla 26

Cálculo empírico de longitud de pernos de anclaje

Estimación empírica			
labor	By pass	Cámara de Carguio	Tunel Principal
L Barton	1.8	2.0	2.1
L still borg	2.2	2.3	2.4

Fuente: Área de Geomecánica -C.I.A minera Ores

El análisis estructural se realizó considerando las fallas regionales mapeadas en los avances de desarrollo en la zona esperanza y mercedes.

3.8.3.3. Estimación del sostenimiento por la metodología del peso muerto

Debido a la poca información se estimó la máxima estructura generada en las secciones críticas 4x4m, donde se utilizó el método de cuña máxima, la cual es una metodología desarrollada por Rimas Pakalnis (2008). En esta metodología, el cálculo del factor de seguridad para una excavación minera se integra en un enfoque analítico. El objetivo de este análisis es evaluar la probabilidad de una construcción desfavorable mediante un método analítico, en el que la estructura tendrá una altura de bloque 0,5 veces superior a la anchura de la excavación.

Tabla 27

Cálculo del FS por la metodología del peso muerto

LONGITUD	ESPACIAMIENTO	SECCION					
		3.5X3.5	3.5X3.5	4X4	4X4	4X4	
		SWELLEX>45	HELICOIDAL>45	SWELLEX>45	HELICOIDAL>45	MIX SWELLEX & HELICOIDAL	
6 ft	0.8X0.8	2.71	3.56	2.48	3.41	2.73	
	1X1	2.45	3.53	1.51	2.05	2.11	
	1.2X1.2	1.33	1.78	1.44	2.10	1.96	
	1.5X1.5	1.16	1.76	0.77	1.06	0.83	
7 ft	0.8X0.8	3.56	5.05	3.14	4.57	3.93	
	1X1	2.94	4.40	1.95	2.79	2.60	
	1.2X1.2	1.68	2.48	1.71	2.56	2.27	
	1.5X1.5	1.44	2.11	0.92	1.38	1.01	
8 ft	0.8X0.8	4.08	6.15	3.76	5.66	4.62	
	1X1	3.36	5.14	2.30	3.46	3.00	
	1.2X1.2	1.94	2.92	1.98	3.07	2.58	
	1.5X1.5	1.55	2.46	1.13	1.65	1.50	
10 ft	0.8X0.8	4.50	7.44	4.35	7.05	5.74	
	1X1	3.60	5.95	2.69	4.39	3.80	
	1.2X1.2	2.14	3.50	2.24	3.70	3.17	
	1.5X1.5	1.71	2.80	1.27	2.07	1.64	

Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Ores

Tabla 28

Cálculo del FS por la metodología del peso muerto

LONGITUD	ESPACIAMIENTO	SECCION					
		3.5X3.5	3.5X3.5	4X4	4X4	4X4	
		SWELLEX>45	HELICOIDAL>45	SWELLEX>45	HELICOIDAL>45	MIX SWELLEX & HELICOIDAL	
6 ft	0.8X0.8	SD	SD	SD	SD	SD	
	1X1	SD	SD	permanente	SD	SD	
	1.2X1.2	Temporal	permanente	Temporal	SD	permanente	
	1.5X1.5	-	permanente	-	-	-	
7 ft	0.8X0.8	SD	SD	SD	SD	SD	
	1X1	SD	SD	permanente	SD	SD	
	1.2X1.2	permanente	SD	permanente	SD	SD	
	1.5X1.5	Temporal	SD	-	Temporal	-	
8 ft	0.8X0.8	SD	SD	SD	SD	SD	
	1X1	SD	SD	SD	SD	SD	
	1.2X1.2	permanente	SD	permanente	SD	SD	
	1.5X1.5	permanente	SD	-	permanente	permanente	
10 ft	0.8X0.8	SD	SD	SD	SD	SD	
	1X1	SD	SD	SD	SD	SD	
	1.2X1.2	SD	SD	SD	SD	SD	
	1.5X1.5	permanente	SD	Temporal	SD	permanente	

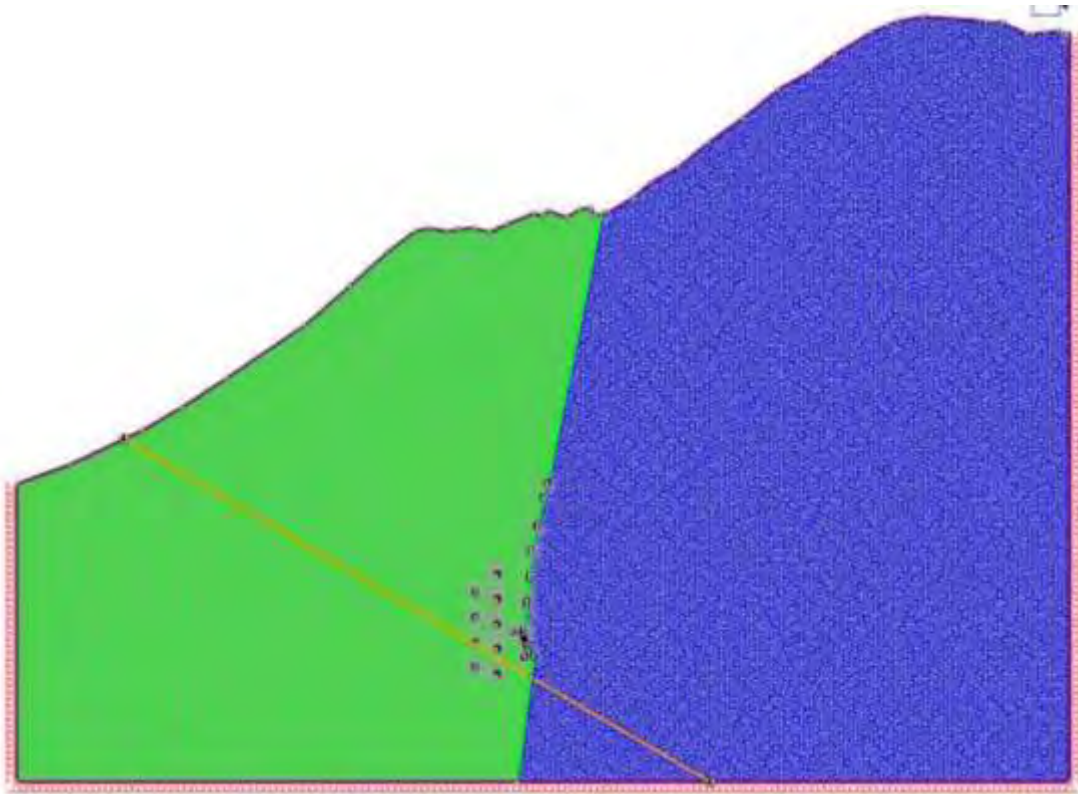
Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Ores

3.8.3.4 Estimación de esfuerzos Rampa (-) 8524 mediante phase 2D

La evaluación de la rampa por métodos numéricos se realizó utilizando el software Phase 2 V6.0004, donde se ha considerado un análisis gravitatorio de la zona de profundización de la rampa. Siendo los limitantes el tipo de roca en la caja techo, caja piso, las estructuras regionales y el mineral.

Figura 48

Modelamiento numérico por elementos finitos Rampa (-)8524



Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Orex

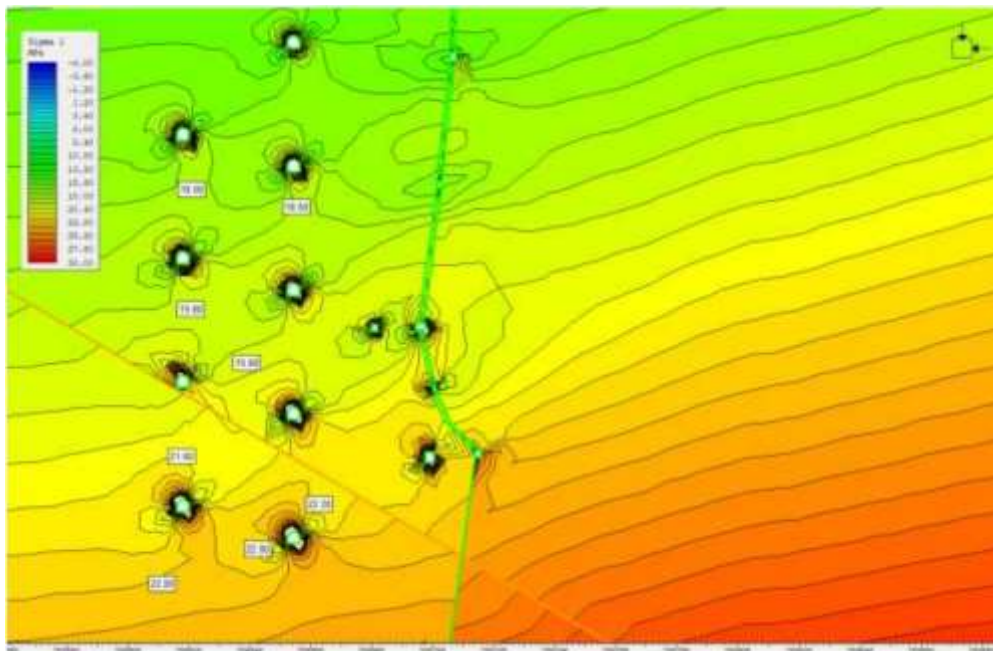
La interpretación del modelamiento nos determina una condición de esfuerzos principales, esfuerzos mínimos, Strength factor y Desplazamiento total para la secuencia de excavación determinada; sin embargo, este tipo de modelamientos presenta limitaciones, debido a su condición en 2D.

Las condiciones del modelamiento consideran las propiedades de ensayos realizados por SRK consulting en el estudio geomecánico realizado en el 2023. Los resultados de estos ensayos permitieron definir el criterio de falla (Morh Coulomb) para los tipos de rocas predominantes en el diseño.

La sigma 1 de la rampa (-) 8524 va a ir variando a medida que se profundiza siendo la mínima magnitud de sigma 1 de 18 MPa y la máxima de 23 MPa.

Figura 49

Sigma 1.-Rampa (-) 8524

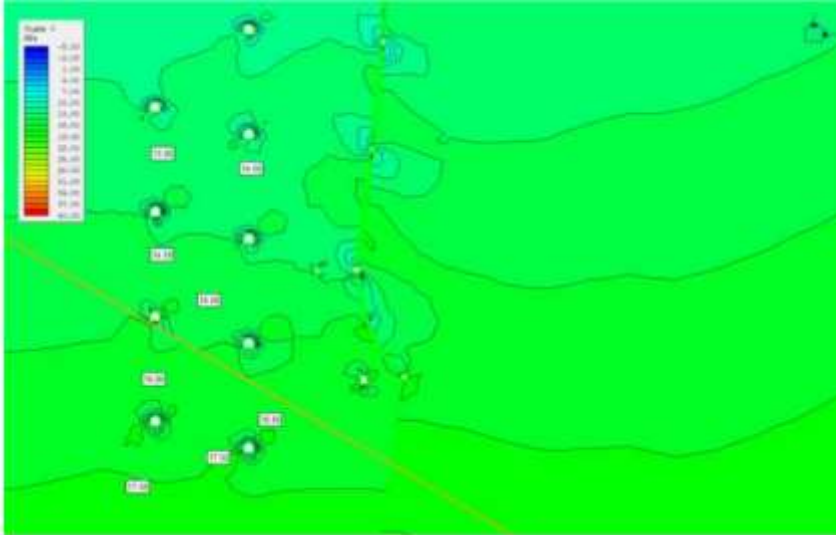


Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Ores

La sigma 3 de la rampa varía desde 13 hasta 17.5 MPa

Figura 50

Sigma 3.-Rampa (-) 8524

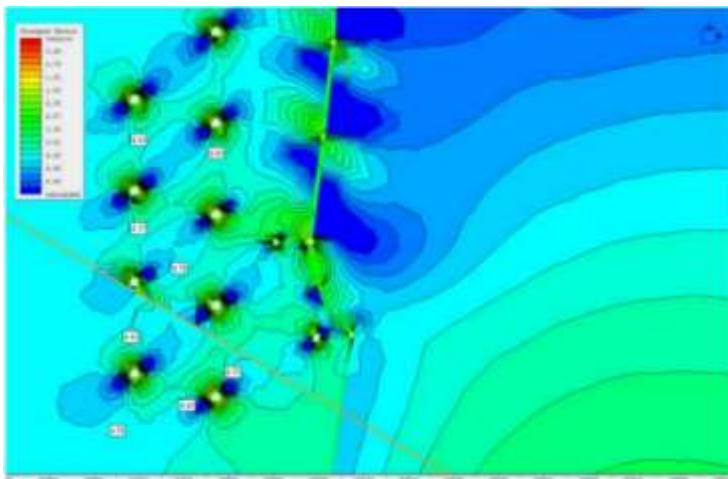


Fuente: Área de Geomecanica -C.I. A minera Ores

El Strength factor en la zona de profundización de la rampa genera inestabilidad en el hastial inferior orientado en el hemisferio norte y en la corona orientada en el hemisferio sur.; por tanto, estas zonas serán las más afectadas por relajamiento y deformación.

Figura 51

Strength Factor. -Rampa (-)8524

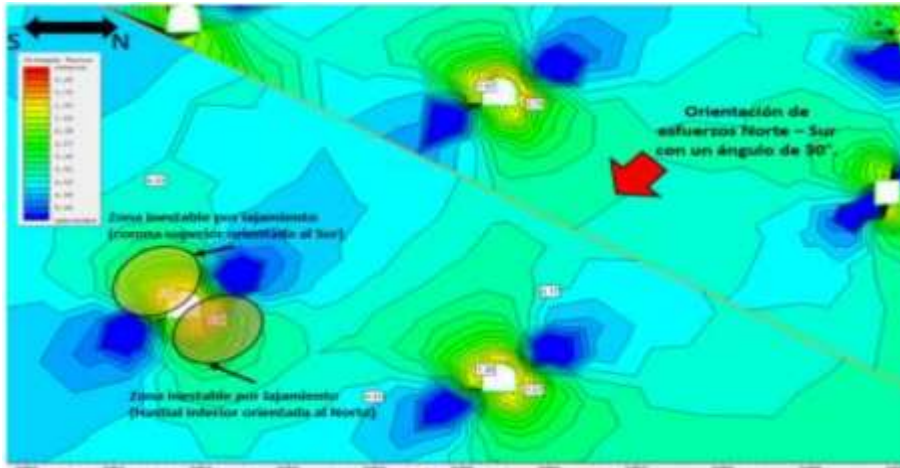


Fuente: Área de Geomecanica -C.I. A minera Ores

La condición de inestabilidad en las zonas afectadas puede llegar hasta 1m con un Strength factor menor a 1.5.

Figura 52

Strength Factor. -Rampa (-) 8524 detalle

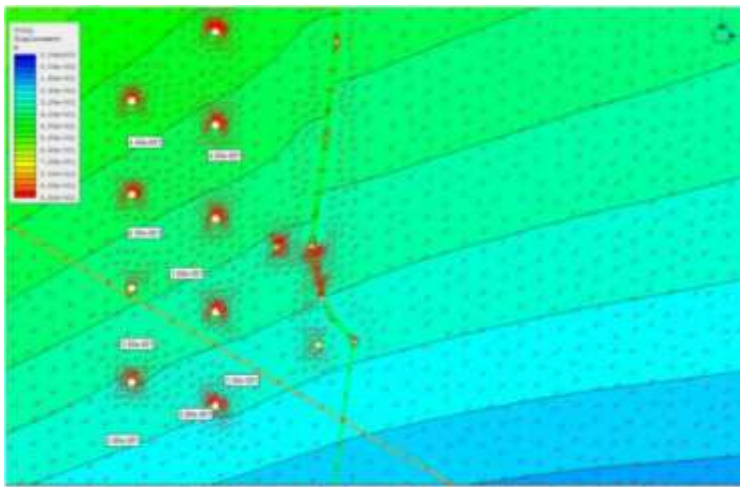


Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Oref

La deformación de la labor puede llegar hasta 32 cm en la zona de profundización y en las zonas altas puede llegar hasta 50 cm.

Figura 53

Total, Displacement. -Rampa (-) 8524



Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Oref

3.8.3.5. Sistema de sostenimiento recomendado

De acuerdo al resultado de los cálculos empíricos y el análisis de estabilidad tenso-deformación, el sistema de sostenimiento recomendado para los túneles proyectados estará conformado por los siguientes elementos de sostenimiento que pueden ser instalados en combinación con algunos de los otros elementos de sostenimiento, dependiendo de la calidad geomecánica del macizo rocoso y del tipo de roca.

- Pernos helicoidales (22 mm)
- Pernos Swellex
- Malla metálica electrosoldada
- Concreto Lanzado (Shotcrete)
- Cimbras, metálicas

Tabla 29

Cuadro de resumen de sostenimiento para labores mineras de 4x4m

TIPO ROCA	RMR	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO
II	> 61	Solo sostenimiento puntual de pernos helicoidal ($\Phi=22\text{mm}$) de L=7 pies.
III	41 – 60	Requiere de sostenimiento sistemático de pernos swellex de 7 pies espaciados de 1,2m y malla metálica electrosoldada de cocada 4x4 pulgadas.
IV	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.0 m con malla metálica electrosoldada, más la aplicación de shotcrete de e=2"-3" (5,0 - 7.5 cm)
	21 – 30	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.0 m con malla metálica y shotcrete e=4" a 5" (10 - 12,5 cm). Uso alternativo de cimbras tipo H6 o equivalente con planchas metálicas, espaciadas cada 1.0 a 1.2 m (previa capa de shotcrete reforzado de e=2" a 3").
V	< 20	Cimbras con planchas metálicas o cuadros de madera con acribado, espaciadas cada 0.8 m, previa capa de shotcrete reforzado de 3" de espesor como preventivo. Avanzar el frente con marchavante y/o spilling bar de fierro corrugado de 1" diámetro. En casos donde el terreno sea muy desfavorable como fallas, se deberá instalar barras autopercorantes con inyección de cemento en el perímetro de la labor espaciado entre 0.2 a 0.4 m como pre-refuerzo antes de la excavación del frente.

Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Ores

Nota: en labores permanentes utilizar pernos de barra de acero o swellex, la mínima resistencia compresiva uniaxial del shotcrete debe ser de 300 Kg/cm² (30 MPa) a los 28 días. El sostenimiento recomendado debe ser revisado de acuerdo con el equipamiento y condiciones de la operación.

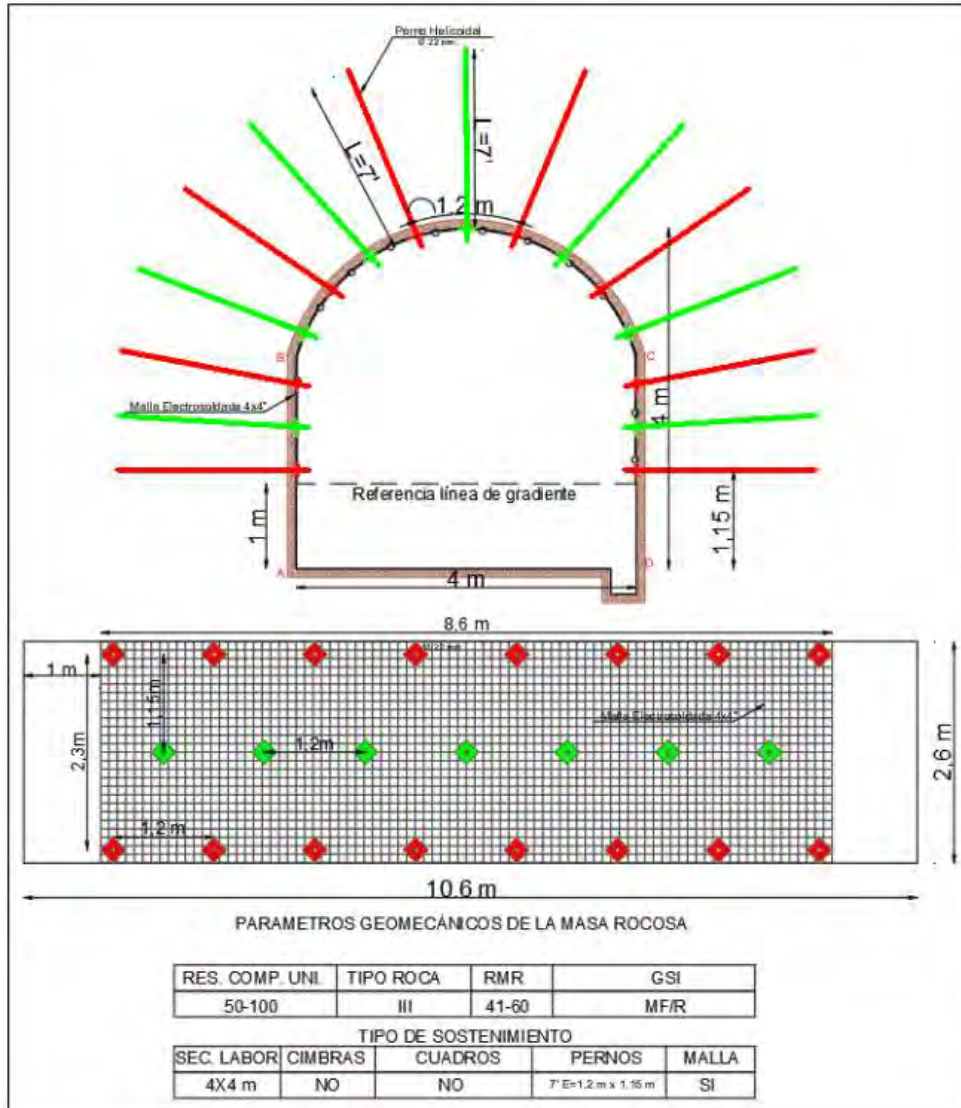
3.8.3.6 Conclusiones y recomendaciones Geomecánicas

- La roca predominante para el desarrollo del proyecto de la Rampa (-) 8524 es de tipo III con una incidencia de 83 %, de tipo IV con 9% y de tipo V con 8%.
- En caso de presentarse gran influencia de agua producto de las fallas se recomienda diseñar estaciones de bombeo y un sostenimiento a prueba de la corrosión junto a la instalación de lloronas.
- Los criterios de diseño utilizados para el análisis de cuña máxima consideran a una labor permanente con un FS en el rango de 1.5 a 2; mientras que una labor permanente tiene un factor de seguridad 1.25 a 1.5.
- Las zonas de falla deberán ser sostenidas con cimbras H6 dividida en 4 partes con un espaciamiento promedio de 0.8x0.8 m hasta 1.0x1.0m.
- En caso de que el terreno este muy fracturado y presente un colapso inmediato se recomienda utilizar pernos autoperforantes (paraguas) antes de realizar la perforación y la voladura.
- Las zonas de alteración producto de la falla podrán ser sostenidas con shotcrete, junto con perno y malla o con cimbras H6 dividido en 4 partes con un espaciamiento promedio de 1.0x1.0m a 1.2x1.2m.

- Para el tipo de roca III y sección de 3.5x3.5 se recomienda utilizar empernados de 7ft de longitud siendo factible utilizar swellex con espaciamiento 1.2x1.2 m.
- Para el tipo de roca III y sección de 4.0x4.0 se recomienda utilizar pernos helicoidales de 7ft de longitud con un espaciamiento de 1.2x1.2 en malla rómbica junto a la malla electrosoldada.
- Los refugios serán de dimensión 2.1x2.1 m a una profundidad de 1.2m, serán debidamente sostenidos.
- Se contar con una malla idónea de perforación por cada tipo de roca, donde se indique los 9 taladros de alivio en la corona para tener un arco natural (auto sostenimiento).
- El desate de rocas sueltas se debe realizar según el estándar propuesto por parte de la compañía minera Orex.
- Las herramientas para realizar el desatado deben ser barretillas proporcionales a la sección, siendo adecuado tener barretillas de 7, 10 y 12 pies de aluminio.
- Se deberá cumplir el metro avanzado por metro sostenido, según la evaluación geomecánica (taladro perforado por taladro sostenido).

Figura 54

Estándar de sostenimiento de malla electrosoldada con pernos helicoidales



Fuente: Área de Geomecánica -C.I. A minera Ores

3.8.4. Costo de sostenimiento.

Los precios unitarios de la instalación de pernos (helicoidales, swellex), mallas y otros materiales se utilizaron para estimar el coste del soporte de la rampa. electrosoldada, cimbras metálicas y lanzado de Shotcrete de la empresa contratista.

Tabla 30

Costo Unitario malla electrosoldada

INSTALACIÓN MALLA ELECTROSOLDAD C/MAT BOLTER							
						TC=	4.00
TIPO ROCA:		SEMIDURA		Longitud de barra		0	pies
				AVANCE:		120.00	m2
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO(\$)		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$)/ m2
1.- MANO DE OBRA							
MOD01	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	56.57	\$/Tarea	72.48	
MOD12	AYUDANTE DE JUMBO	2.56	Tarea	37.25	\$/Tarea	95.47	
						167.95	1.40
2.- EPPs							
EPP003	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	AYUDANTE DE JUMBO	2.56	Tarea	3.26	\$/Tarea	8.37	
						12.55	0.10
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
31009605	MALLA ELECTROSOLDADA 4X4#10 25X2.42	1.00	M2	5.92	\$/ und	710.40	
						710.40	5.92
4.- EQUIPOS							
EQ-006	Empernador (Bolter 88)	8.00	h-m	107.51	\$/ h-m	860.11	
						860.11	7.17
A.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS						1751.01	14.59
5.- COSTOS ADICIONALES							
	Imprevistos	0.00%			\$	0.00	0.00
	Gastos Generales	0.00%			\$	0.00	0.00
	Utilidad(10% COSTOS DIRECTOS)	10.00%			\$	89.09	0.74
B.- SUBTOTAL COSTOS ADICIONALES						89.09	0.74
TOTAL COSTO x M2 EN DOLARES (\$ / m2)						1,840.10	15.33

Fuente: área de costos y productividad-C.I. A minera Orex

Tabla 31

Costo Unitario de instalación de pernos Helicoidales de 7 pies

INSTALACION DE PERNO HELICOIDAL 7 PIES S/mat (Boolter)							TC=	4.00
TIPO ROCA:		SEMIDURA	Longitud de barra		8	pies		
EFICIENCIA POR HORA		10 PERNOS	AVANCE:		40.00	unid		
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO(\$)		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$)/ unid	
1.- MANO DE OBRA								
MOD01	OPERADOR DE JUMBO	0.64	Tarea	62.31	\$/Tarea	39.92		
MOD12	AYUDANTE DE JUMBO	0.64	Tarea	41.04	\$/Tarea	26.29		
						66.21	1.66	
2.- EPPs								
EPP003	OPERADOR DE JUMBO	0.64	Tarea	3.26	\$/Tarea	2.09		
EPP003	AYUDANTE DE JUMBO	0.64	Tarea	3.26	\$/Tarea	2.09		
						4.18	0.10	
3.- ACEROS DE PERFORACION								
AC110	BROCA BOTONES BIT BTN 038 R28 BF5/2 H	91	m	0.47	\$/ m	42.67		
AC109	BARRA DE PERFORACION VERTICAL (BOLTER)	91	m	0.36	\$/ m	32.66		
AC101	SHANK ADAPTER R-38	91	m	0.22	\$/ m	20.12		
						95.45	2.39	
4.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	HERRAMIENTAS C/JACKLEG	1	Tarea	19.29	\$/Tarea	19.29		
31009601	PERNO HELICOIDAL DE 7' X 22 MM (PERNO)	40.00	UN	8.63	\$/ und	345.00		
31006733	PLANCHUELA 200 x 200 x 5 MM PERNO HELIC.	40.00	UN	0.00	\$/ und	0.00		
31009604	TUERCA NODULAR DE 19 MM	40.00	UN	0.00	\$/ und	0.00		
31009599	RESINA ENCARTUCHADA PARA SOSTENIMIEN	120.00	UN	0.69	\$/ und	82.80		
31003362	CARTUCHO DE CEMENTO PARA SOSTENIMIEN	160.00	UN	0.28	\$/ und	44.16		
						491.25	12.28	
5.- EQUIPOS								
EQ-006	Empernador (Bolter 88)	4.00	h-m	117.49	\$/ h-m	469.96		
						469.96	11.75	
A.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS						1127.05	28.18	
5.- COSTOS ADICIONALES								
	Imprevistos	0.00%			\$	0.00	0.00	
	Gastos Generales	0.00%			\$	0.00	0.00	
	Utilidad(10% COSTOS DIRECTOS)	10.00%			\$	112.71	2.82	
B.- SUBTOTAL COSTOS ADICIONALES						112.71	2.82	
TOTAL COSTO x UNID EN DOLARES (\$ / unid)						1,239.76	30.99	

Fuente: área de costos y productividad-C.I. A minera Orex

Tabla 32

Costo Unitario de instalación de cimbra a todo costo

CIMBRA COMPLETA 4.0 X 4.0 ACONDICIONADA H4 CON MATERIAL							
						TC=	4.00
TIPO ROCA:		SEMIDURA		Longitud de barra		0	pies
				AVANCE:		1.00	m
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO(\$)		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$)/ unid
1.- MANO DE OBRA							
MOD03	PERFORISTA	2.56	Tarea	44.08	\$/Tarea	112.95	
MOD07	AYUDANTE DE PERFORISTA	2.56	Tarea	41.04	\$/Tarea	105.16	
MOD02	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	56.24	\$/Tarea	72.05	
MOD01	OPERADOR DE JUMBO	0.00	Tarea	62.31	\$/Tarea	0.00	
						290.15	290.15
2.- EPPs							
EPP005	PERFORISTA	2.56	Tarea	3.58	\$/Tarea	9.18	
EPP005	AYUDANTE DE PERFORISTA	2.56	Tarea	3.58	\$/Tarea	9.18	
EPP003	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
						22.54	22.54
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	C/CIMBRA	1	und	1200.00	und	1200.00	
	COMBUSTIBLE PARA MOTOSIERRA EMBOLILLA	1.5	Gl	4.50	\$/GL	6.75	
	ELECTRODOS DE SOLDADURA	0.85	Kg	6.98	\$/Kg	5.93	
	MÁQUINA DE SOLDAR	1.00	h	3.20	\$/h	3.20	
						254.36	254.36
5.- EQUIPOS							
EQ-002	Scoop 4.1 yd3	0.00	h-m	85.01	\$/ h-m	0.00	
EQ-002	Scoop 4.1 yd3	0.00	h-m	85.01	\$/ h-m	0.00	
						0.00	0.00
A.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS						510.81	510.81
5.- COSTOS ADICIONALES							
	Contingencias y prevención de pérdidas	0.00%			\$	0.00	0.00
	Gastos Generales	0.00%			\$	0.00	0.00
	Utilidad(10% COSTOS DIRECTOS)	10.00%			\$	56.75	56.75
B.- SUBTOTAL COSTOS ADICIONALES						56.75	56.75
TOTAL COSTO x UNID EN DOLARES (\$ / unid)						567.56	567.56

Fuente: área de costos y productividad-C.I. A minera Ores

Tabla 33

Costo Unitario de Lanzado de Shotcrete 2''

LANZADO DE SHOTCRETE 2'' (DRAMIX: Kg/m3) CON MATERIAL

TC= 4.00

TIPO ROCA:		Rebote	20%	
EQUIPOS:	SHOTCRETERA ALIVA	HORAS POR CICLO:	5	
SECCION:	4.00 m x 4.00 m	Avance por disparo:	3	m
		RENDIMIENTO	33.31	M2
		LANZADO DE SHOCRETE POR L	22.38	m2

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$) / m2
1.-	MANO DE OBRA	(SISTEMA 2X1)					
MOD04a	OPERADOR DE ALIVA	0.59	Tarea	48.62	\$/Tarea	28.72	
MOD04b	LANZADOR DE SHOTCRETE	0.59	Tarea	48.62	\$/Tarea	28.72	
MOD17	AYUDANTE	2.64	Tarea	37.59	\$/Tarea	99.23	
						156.66	9.00

2.-	EPPs SHOTCRETE						
EPP002	OPERADOR DE ALIVA	0.59	Tarea	11.71	\$/Tarea	6.92	
EPP002	LANZADOR DE SHOTCRETE	0.59	Tarea	11.71	\$/Tarea	6.92	
EPP002	AYUDANTE	2.64	Tarea	11.71	\$/Tarea	30.93	
						44.76	5.09

5.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
	HERRAMIENTAS C/SHOTCRETERA	1	Tarea	26.71	\$/Tarea	26.71	
	CALIBRADORES 2''	30.0	und	0.00	\$/ und	0.00	
	PAD DE CAUCHO INFERIOR Y SUPERIOR	0.59	und	75.00	\$/ und	44.25	
	CEMENTO,ADITIVOS,ARENA,FIBRAS	30.0	und	160.00	\$/ m3	80.89	
						145.10	16.80

6.-	EQUIPOS						
EQ-013	SHOTCRETERA ALIVA	3.0	h-m	15.74	\$/ h-m	47.23	
	Scoop 4.1 yd3 + Operad	0.4	h-m	104.44	\$/ h-m	39.69	
						86.92	3.88

A.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS					433.44	24.22
------------	---------------------------------	--	--	--	--	--------	-------

8.-	COSTOS ADICIONALES						
	Contingencias y prevención de pérdidas	0.00%			\$	0.00	0.00
	Gastos Generales	0.00%			\$	0.00	0.00
	Utilidad(10% COSTOS DIRECTOS)	10.00%			\$	3.90	3.49

B.-	SUBTOTAL COSTOS ADICIONALES					34.90	3.49
------------	------------------------------------	--	--	--	--	-------	------

TOTAL COSTO LANZADO SHOTCRETE x M2 EN DOLARES (\$ / M2)						468.34	44.50
--	--	--	--	--	--	---------------	--------------

Fuente: área de costos y productividad-C.I.A minera Ores

3.9. Diseño de red de ventilación

Con el fin de satisfacer el flujo de oxígeno necesario para las personas, las máquinas y diluir, transportar los contaminantes sólidos y gaseosos para que no afecten a la salud de los trabajadores y, en su lugar, mejorar las condiciones ambientales y térmicas de la mina a concentraciones y tempera aceptables. Esto se hace inyectando flujo de aire con la ayuda de un ventilador.

3.9.1. Requerimiento de aire

"El titular de la actividad minera debe asegurar el suministro de aire limpio a las labores de trabajo de acuerdo a las necesidades del trabajador, de los equipos y evacuar gases, humos y polvos en suspensión que puedan afectar la salud del trabajador, así como mantener condiciones termo ambientales confortables" (MEM, 2017).

Se calcula cuánto caudal de aire es necesario para mantener la atmósfera interior de la mina segura para los trabajadores y los equipos. Las características básicas de las labores de la mina y de las principales infraestructuras deben incorporarse a medida que avanzan los trabajos para simular el sistema, garantizando que siempre cumpla el requisito de tener un entorno favorable al trabajo. En caso contrario, deberá reevaluarse el sistema e instalarse los dispositivos de ventilación necesarios para lograr este fin, como ventiladores, chimeneas, etc.

3.9.2. Caudal de aire requerido para ventilación

La cantidad mínima de aire necesaria por persona en el trabajo es de 3 metros cúbicos por minuto cuando las minas están hasta mil quinientos (1500) metros sobre el nivel del mar. La cantidad de aire a distintas elevaciones debe seguir la siguiente escala: Crecerá un 40%, o 4 m³/minuto, de 1500 a 3000 msnm. Crecerá un 70% de 3000 a 4000 msnm, lo que equivale a 5 m³/minuto. Crecerá un 100%, lo que equivale a 6 m³/minuto, por encima de los 4000 msnm.

Cuando se utilicen equipos diesel, el caudal de aire circulante no debe ser inferior a 3 m³/min por cada CV que produzca el equipo. El Circuito actual de ventilación de la Rampa (-) 8524

se está ventilando con un ventilador de 30,000 CFM que inyecta aire fresco desde superficie con mangas de 24 pulgadas lo que garantizara un avance de 300 metros de la rampa.

Se hizo las mediciones cuando el scoop estuvo trabajando en el frente de avance. El scoop termino la limpieza a las 04:46 pm dejando el frente contaminado con gases. Y a las 04:53 pm el frente ya estaba limpio de gases. Por lo tanto, tardo 8 minutos en limpiar el frente. Sin embargo, la velocidad que llega al frente es de 0.25 m/s además el ventilador ya está trabajando casi a su máximo presión, 10 pulg H₂O.

Sabiendo que la rampa es una infraestructura importante para el desarrollo de la mina en la zona Mercedes, es necesario diseñar un sistema de ventilación que permita el programa de avances.

3.9.3. Ventilación actual de la rampa Rampa (-)8524

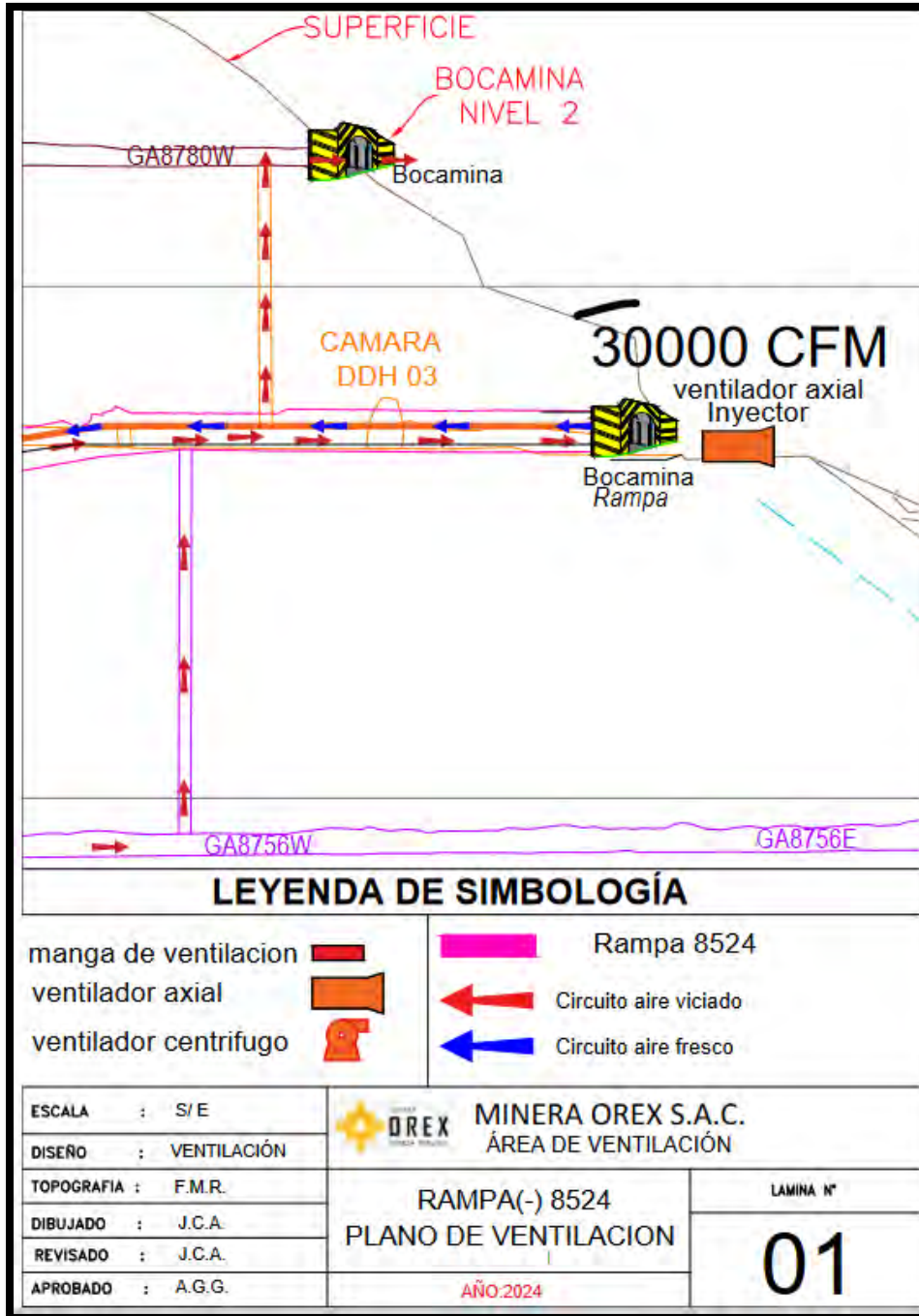
La propuesta para ventilar la rampa (-)8524 es la siguiente:

La propuesta: comunicar la rampa con el Nv. 690, con la finalidad de generar un circuito de entrada y salida de aire.

Actualmente se tiene un ventilador Axial de 30000 CFM en bocamina de la rampa la cual inyecta aire fresco hasta el tope y esta a su vez evacua el aire viciado del frente de avance. Esta propuesta es hasta llegar al nivel 690.

Figura 55

Circuito de ventilación Rampa (-) 8524 entrada de aire fresco



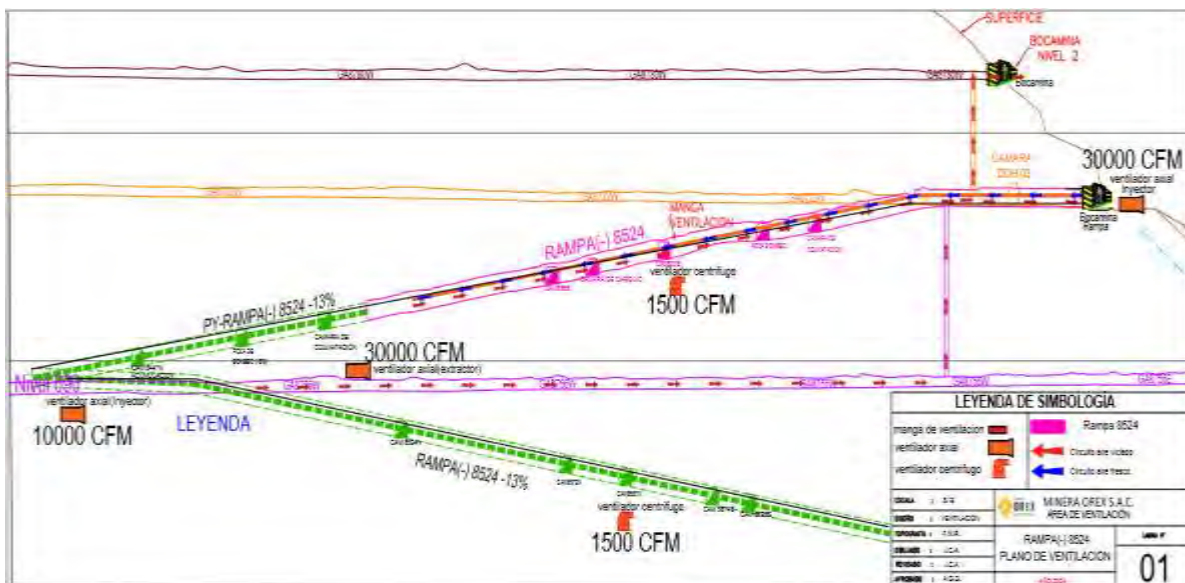
Fuente: Área Ventilación -C.I. A minera Orex

3.9.3. Ventilación Proyectada para concluir la Rampa (-)8524.

Una vez la rampa conecte con la Galería 8657E del nivel 690 se instalará un extractor de 30,000 CFM en el Nv 690, la finalidad es que por la diferencia de presión del extractor extraiga todo el aire viciado producido en la ejecución de la rampa hasta el nivel 650, este aire viciado será extraído mediante chimeneas ya ejecutadas hace años en las galerías de los niveles 690 y nivel 734 que estas a su vez tienen salida cerca a la bocamina del nivel 2 de la zona mercedes. Para ventilar los frentes de avance se instalará un ventilador de 10,000 CFM en el nivel 690 que ayudará al ventilador de 30000 CFM ubicado en bocamina de la rampa. La desventaja de este sistema es en la salida del aire viciado por las chimeneas del Nv.690 y 734 ya que estas labores son muy antiguas, para esto se hará una rehabilitación completa de las galerías y chimeneas antiguas por donde se extraerá el aire viciado. El aire viciado será expulsado por bocamina del nivel 2 hacia superficie. Cabe mencionar que el aire fresco de la rampa será contaminado por los equipos Diesel.

Figura 56

Circuito Final de ventilación Rampa (-) 8524



Fuente: Área Ventilación -C.I. A minera Orex

Tabla 34*Requerimiento de aire rampa (-)8524*

REQUERIMIENTO DE AIRE RP 8524 (-) -Zona Mercedes		
Personal		
Hombres	Caudal (m3/min)	Caudal (CFM)
5	5	530
Dilución		
Área promedio (m2)	Velocidad (m/min)	Caudal (CFM)
14.08	20	20000
	Caudal (m3/min)	Caudal (CFM)
Caudal total Requerido	562	20000
Caudal total Ingreso	849	30000
Cobertura	150%	
Distancia máxima de la manga 8" al frente (durante trabajos)	15m	
Tiempo mínimo después del disparo	45 min	
Tipo de ventilación	Ventilador inyector	
	30,000 CFM	

Fuente: Área Ventilación -C.I. A minera Orex

3.9.4. Costo de ventilación

Para el proyecto los ventiladores necesarios Son de la compañía, los precios de instalación de mangas para su funcionamiento serán los siguientes.

Tabla 35*Precio Ventiladores en mercado nacional*

VENTILADOR	COSTO	
	PRECIO(Soles/Mes)	PRECIO (dólares/Mes)
VENTILADOR 30000 CFM	S/ 129,500.00	\$ 35,000.00
VENTILADOR 30000 CFM	S/ 129,500.00	\$ 35,000.00
VENTILADOR 10000 CFM	S/ 48,100.00	\$ 13,000.00

Fuente: Área Costos y productividad -C.I. A minera Orex

3.10. Drenaje de agua

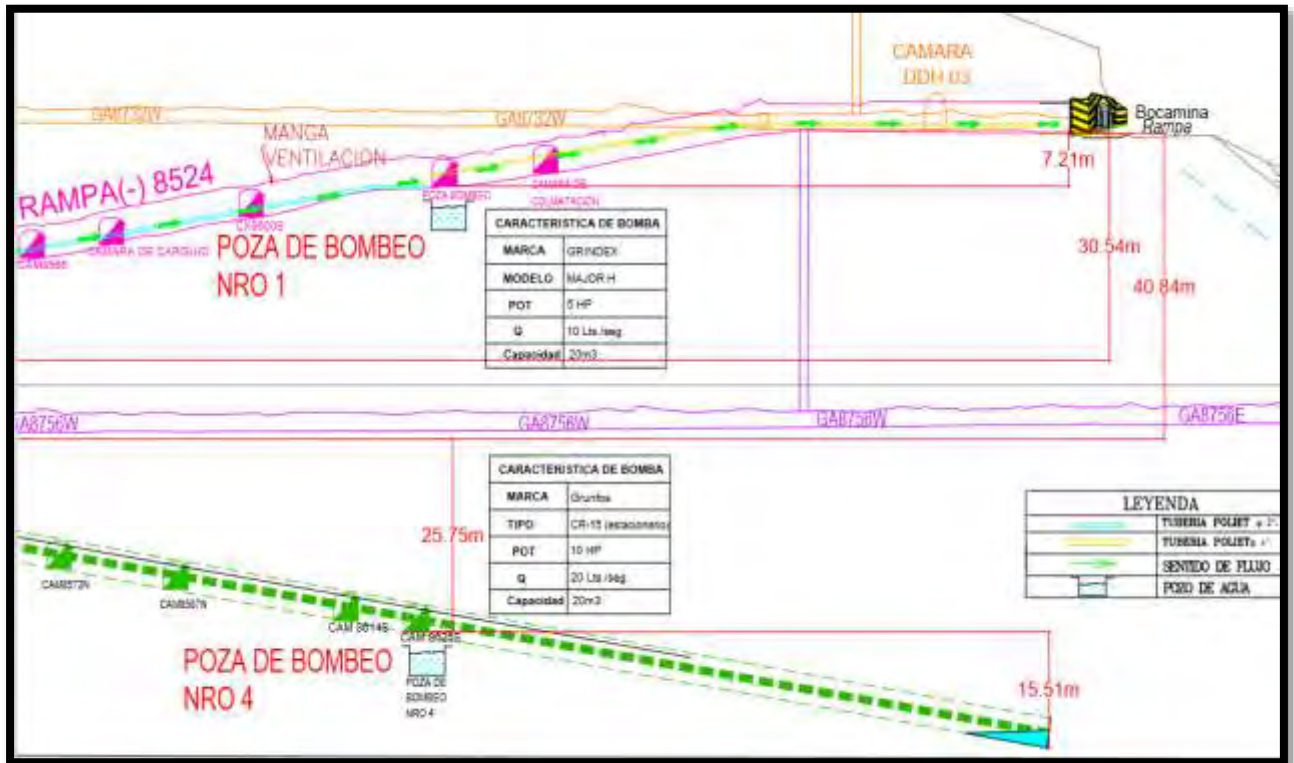
3.10.1 Sistema de bombeo de agua

Para el diseño de una red de bombeo de agua generada en la ejecución de la rampa (-) 8524 y el agua existente en los niveles inferiores se construirá 4 pozas de bombeo, 3 pozas de bombeo auxiliares y una poza de bombeo principal de mayor capacidad para la evacuación del agua hacia superficie mediante tuberías de 4" y 2".

El bombeo de agua se realizará en tres tramos en serie a lo largo de la ejecución de la rampa, desde el tope hasta la cuarta bomba poza de bombeo.

Figura 57

Circuito de drenaje proyecto Rampa (-)8524



Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

3.10.2 Calculo de potencia de bomba

El agua de la rampa (-) 8524 tiene una temperatura comprendida entre 2 °C y 6 °C, una densidad de 999,9 kg/m³. En los cálculos siguientes se utilizarán las características técnicas de los tubos de polietileno de 4" utilizados para el bombeo, que tienen un diámetro interior de 108,72 mm y una rugosidad absoluta de 0,008 pulg. Y coeficiente de fricción según diagrama de moody de 0.024.

$$\text{Rugosidad relativa} = \frac{e}{D}$$

Donde:

e: Rugosidad absoluta (0.008pulg.)

D: Diámetro de tubería (pulg.)

$$\text{Rugosidad relativa} = \frac{0.008\text{pulg.}}{4\text{ pulg.}} = 0.002$$

$$Q = 60 \frac{\text{lt}}{\text{s}} = 0.060 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

$$V = \frac{Q}{A}$$

$$A = \frac{\pi \times D^2}{4} = \frac{3.1416 \times (4 \times 0.0254)^2}{4} = 0.08\text{m}^2$$

$$V = \frac{0.060}{0.08} = 0.75 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

Perdida de caudal de agua.

$$hf = f \frac{L}{D} \times \frac{V^2}{2 \times g}$$

Donde:

f: coeficiente de fricción

D: Diámetro de tubería(m)

L: Longitud de tubería

V: Velocidad de agua(m/s)

g: Aceleración de gravedad (m/s^2)

$$hf = 0.024 \frac{350}{0.1016} \times \frac{0.750^2}{2 \times 9.8} = 2.37m$$

Altura dinámica de bomba

$$Hb = \Delta H + hf$$

$$Hb = 40.84m + 2.37m = 43.21m$$

Potencia Hidráulica

$$P = \gamma \times Q \times Hb$$

Donde:

γ : *Peso específico del agua* ($\frac{Kg}{m^3}$)

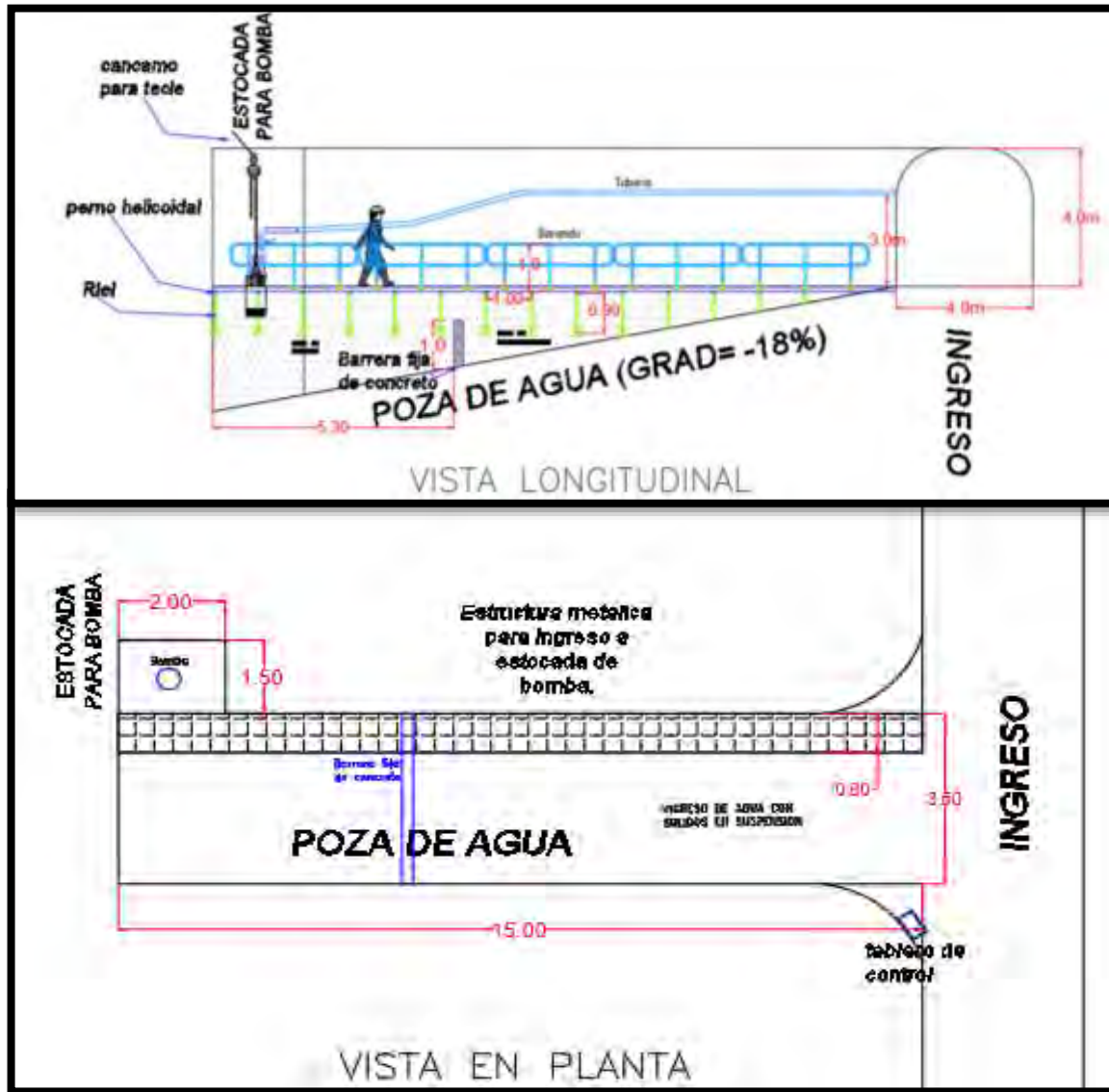
$$P = 1000 \frac{Kg}{m^3} \times 0.060 \frac{m^3}{s} \times 43.21m = 2592.50Kg \cdot m/s$$

$$P = 2592.50 \frac{Kg \cdot m}{s} \times \frac{1}{102 \frac{kg \cdot m}{kw \cdot s}} = 25.42KW$$

$$P = 25.42KW \times \frac{1HP}{0.746KW} = 18.96HP$$

Figura 58

Estándar de pozas de bombeo (vista longitudinal, planta)



Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

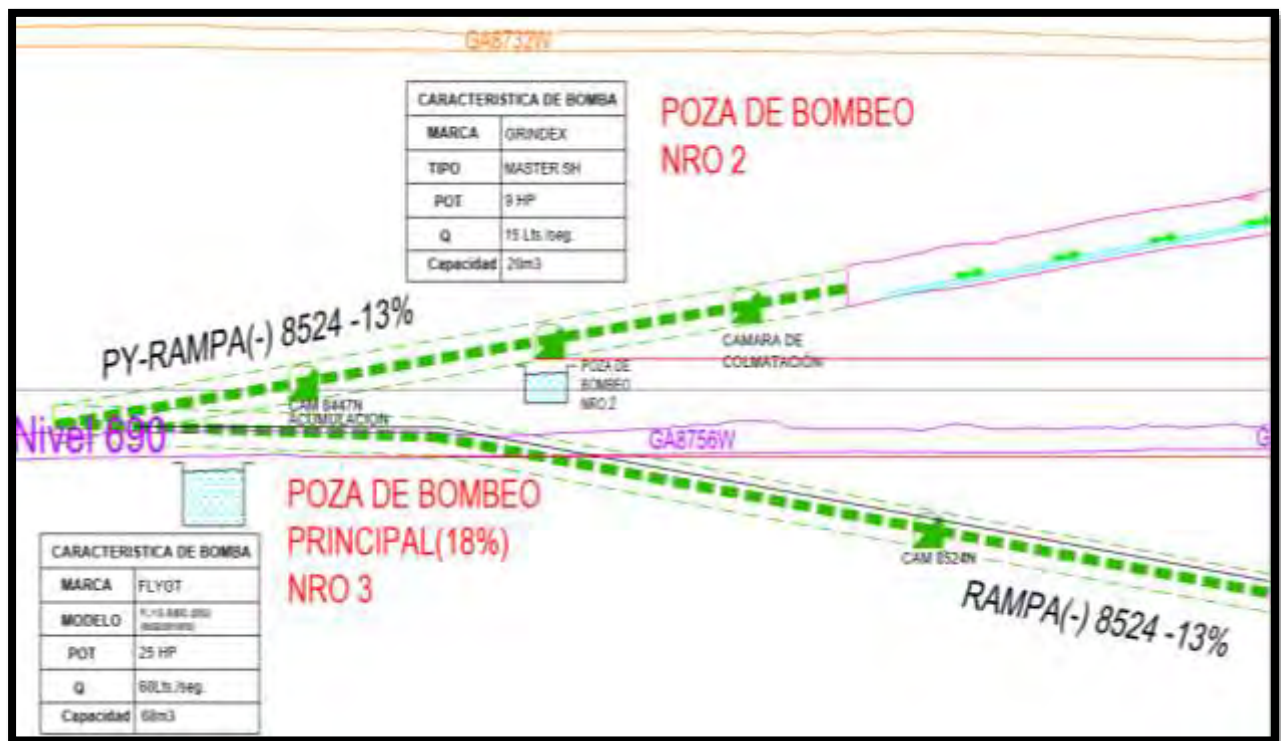
3.10.1. Caudal a evacuar

Se tuvo en cuenta un drenaje de 60.0 lt/s de la Rampa (-) 8524, de los cuales 23.0 L/S provienen del frente de trabajo, compensando la diferencia entre la filtración a lo largo de la rampa y las perforaciones diamantinas. También se tuvo en cuenta el agua filtrada en las labores antiguas que es de un caudal muy alto debido a que estas labores están ubicadas por debajo de un cauce de río lo que genera aproximadamente de 30 a 40 lt/s. más caudal de lo que se generara a lo largo de la ejecución de la rampa.

Todas estas filtraciones de esta agua serán captadas en la poza nro. 3 que será la principal con una capacidad de 68 metros cúbicos y una potencia de bomba de 25 HP que garantizará un drenaje óptimo para la construcción de la rampa.

Figura 59

Circuito de drenaje proyecto Rampa (-)8524



Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

3.10.3. Resumen

Resumen de los cálculos para obtención de las potencias de bombas para cada tramo

Tabla 36

Resumen de cálculos

Resumen	
Tramo	Potencia Bomba en HP
Tope rampa a poza nro. 4	10.00HP
Poza nro.4 a poza nro. 3	15.00HP
Poza nro. 3 a superficie	25.00HP

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Orex

3.10.4 Costo de bombas.

Para el proyecto se utilizarán bombas son propias de la compañía, con los siguientes precios.

Tabla 37

Costo de bombas

Costo		
Bomba	Precio (S./)	Precio (\$)
Bomba de 10 HP	S/ 29,349.9	\$ 7,932.43
Bomba de 15 HP	S/47,496.90	\$12,837.00
Bomba de 25 HP	S/ 74,049.00	\$ 20,013.51

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Orex

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACION DE RESULTADOS

4.1. Datos generales

Para la elección de un proyecto para invertir depende de su rentabilidad potencial en el futuro y del tipo de interés utilizado para evaluarlo.

Existen varias herramientas y técnicas esenciales para equilibrar económicamente los beneficios e inconvenientes de un proyecto. Estas herramientas son los siguientes.

- a) Valor actual Neto (VAN)
- b) Tasa Interna de Rentabilidad (TIR)
- c) Relación Beneficio-Coste (B/C.)

Es fundamental comprender los fundamentos matemáticos de las distintas herramientas de análisis de las matemáticas financieras, ya que cada una de ellas debe dar lugar a juicios económicos; la única distinción estriba en cómo se calcula el valor final.

4.1.1. Valor actual neto (VAN)

El valor presente neto (valor presente neto) es el modelo de valor presente más utilizado, que se refiere a la diferencia entre el valor presente de los beneficios y los costos. Generalmente,

de acuerdo con el cuadro a continuación, el VAN disminuye a medida que aumentan las tasas de interés. Su fórmula está representada por:

$$VAN = -Inv. + \sum_{j=1}^n \frac{Fj}{(1+i)^j}$$

4.1.2. Tasa interna de retorno

La tasa interna de retorno es la tasa de interés del saldo de inversión no recuperado que se genera en cualquier momento durante la duración del proyecto. De acuerdo con las condiciones y alcance del proyecto, se debe evaluar de acuerdo con las características del proyecto.

El método consiste en encontrar una tasa de interés que cumpla con las condiciones deseadas al iniciar o aceptar un proyecto de inversión. Esto muestra que la empresa ha recibido un % de rendimiento de los fondos que aún se invierten en el proyecto.

$$0 = -I_0 + \sum_{T=1}^n \frac{F_n}{(1+TIR)^n}$$

4.1.3. Relación beneficio costo

La relación beneficio / costo está representada por la relación ingresos-gastos, donde los ingresos y los gastos deben calcularse en función del flujo de efectivo utilizando VPN o CAUE. El análisis de la relación B/C, toma valores mayores, menores o iguales a 1, lo que implica que: B/C > 1 implica que los ingresos son mayores que los egresos, entonces el proyecto es aconsejable. B/C = 1 implica que los ingresos son iguales que los egresos, entonces el proyecto es indiferente.

$B/C < 1$ implica que los ingresos son menores que los egresos, entonces el proyecto no es aconsejable.

$$\frac{B}{C} = \frac{\frac{Fj}{(1+j)^1} + \frac{Fj}{(1+j)^2} + \dots + \frac{Fj}{(1+j)^n}}{I_0}$$

4.1.4 PAYBACK (Periodo de recuperación)

Payback es un término económico que se traduce como "plazo de recuperación" y hace referencia a un período de tiempo en el cual se recupera una inversión. En el mundo empresarial, el plazo de recuperación se refiere al momento en el cual los beneficios obtenidos por la inversión se igualan al capital invertido. Por lo tanto, se trata de una medida temporal y es útil para realizar una valoración de la viabilidad de proyectos mineros.

$$\text{Payback} = \frac{\text{Inversion inicial}(I_0)}{\text{Flujos de efectivo anual}(F)}$$

4.2. Labores a ejecutar en la construcción de la Rampa (-)8524

Para la construcción de la rampa se diseñó diferentes tipos de labores como, cámaras diamantinas, pozas de bombeo, pozas de colmatación, refugios etc.

Tabla 38

Metraje total de labores ejecutadas

LABORES EJECUTADAS			
LABOR	LONGITUD(m)	CANTIDAD	LONGITUD TOTAL(m)
RAMPA (-)8524	700	1	761
CAMARA CARGUIO	50	3	150
CAMARA DE ACUMULACION	10	6	60
CAMARA PERFORACION DIAMANTINA	70	1	70
POZAS BOMBEO	20	5	100
CAMARA DE COLMATACION	10	4	40
SUBESTACION ELECTRICA	20	1	50
REFUGIOS PARA PERSONAL	1.5	13	32
METRAJE TOTAL			1160

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Orex

4.2.1. Tiempo Total De Construcción De La Rampa

El tiempo necesario para construir la rampa será de 7 meses y 13 días comenzando a inicios enero del 2024 y llegando a concluir la rampa en el nivel 650 a mediados de agosto del 2024, siendo un avance promedio diario de 6.20 metros con dos guardias de servicio por día, cabe precisar que este tiempo no es exacto por diferentes inconvenientes e imprevistos que se pueda presentar en la ejecución de la rampa.

Tabla 39

Cálculo de tiempo de ejecución de la Rampa (-)8524

CALCULOS	
LONGITUD TOTAL (m)	1160m
AVANCE POR DIA(m)	6.20m
TIEMPO TEORICO DE EJECUCION	6.24 meses
IMPREVISTOS (20%)	1.19meses
TIEMPO DE EJECUCION	7.43 meses

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.3. Incremento de la producción zona Mercedes

4.3.1. Ciclo de minado de tajos actual zona Mercedes baja

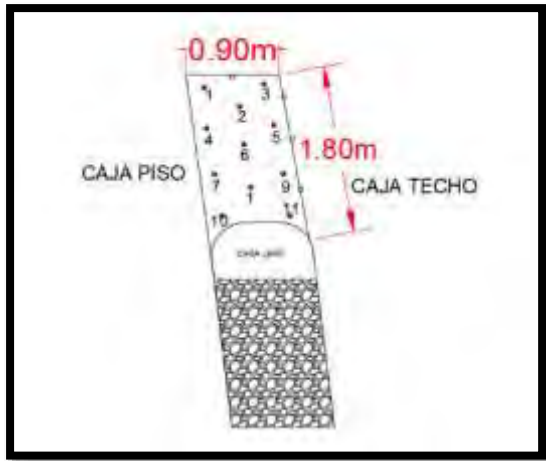
El ciclo de minado actual como perforación, voladura, limpieza y sostenimiento en tajos tiene muchas dificultades debido a las pocas condiciones en la que trabaja el personal obrero de la unidad minera.

La perforación se realiza mediante el tipo con cortes horizontales con una longitud de 4 pies y una altura de 1.80m y un ancho de minado promedio de 0.90m.

La Producción en un tajo es de 5 toneladas por día en promedio, teniendo una producción en los 9 tajos en producción actual de 1350 toneladas métricas por mes. Con la construcción de la rampa (-)8524 permitirá el acceso para la explotación de 5 nuevos tajos lo que será un incremento importante en la zona mercedes. Se tiene proyectado un aumento de producción de 900.00 ton/mes de mineral distribuidas en 5 tajos con una ley promedio de 15 gr Au/tn y finos 12.55 kg de Au. Esto representara un aumento del 69 % de la producción actual de la zona Mercedes.

Figura 60

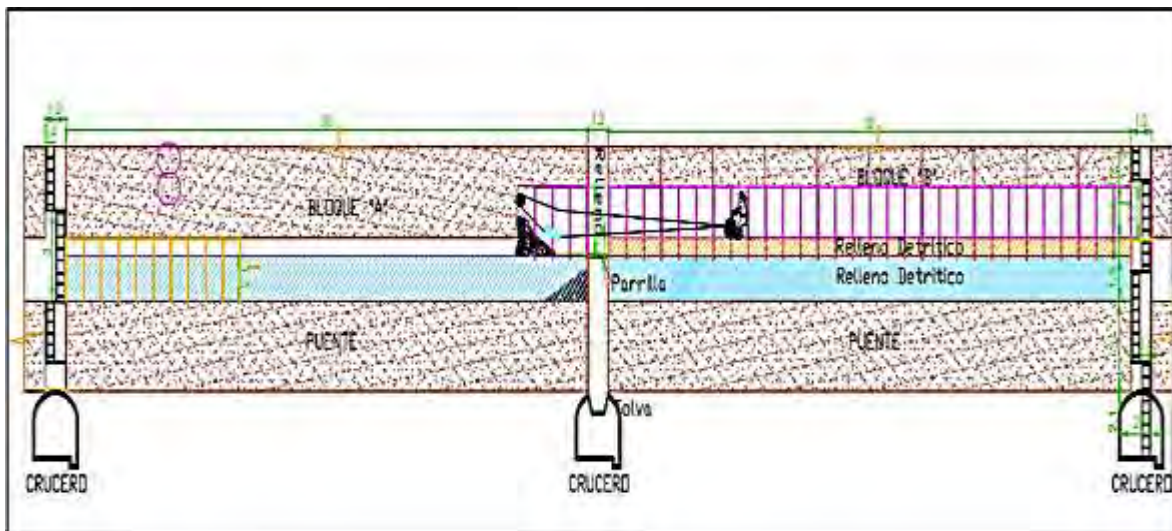
Vista frontal de la malla de perforación de tajos



Fuente: Departamento de Planeamiento-C.I. A minera Orex

Figura 61

Ciclo de Minado en Breasting en Tajos- método corte y relleno ascendente



Fuente: Departamento de Planeamiento-C.I. A minera Orex

4.3.2. Método actual de acarreo de zona Mercedes baja

Actualmente el acarreo de mineral, desmonte y materiales de trabajo son mediante el pique 7801 de 320 metros de longitud mediante un balde con capacidad de 2.38 TMH.

El acarreo en las labores horizontales es mediante vagones mineros tipo U-35

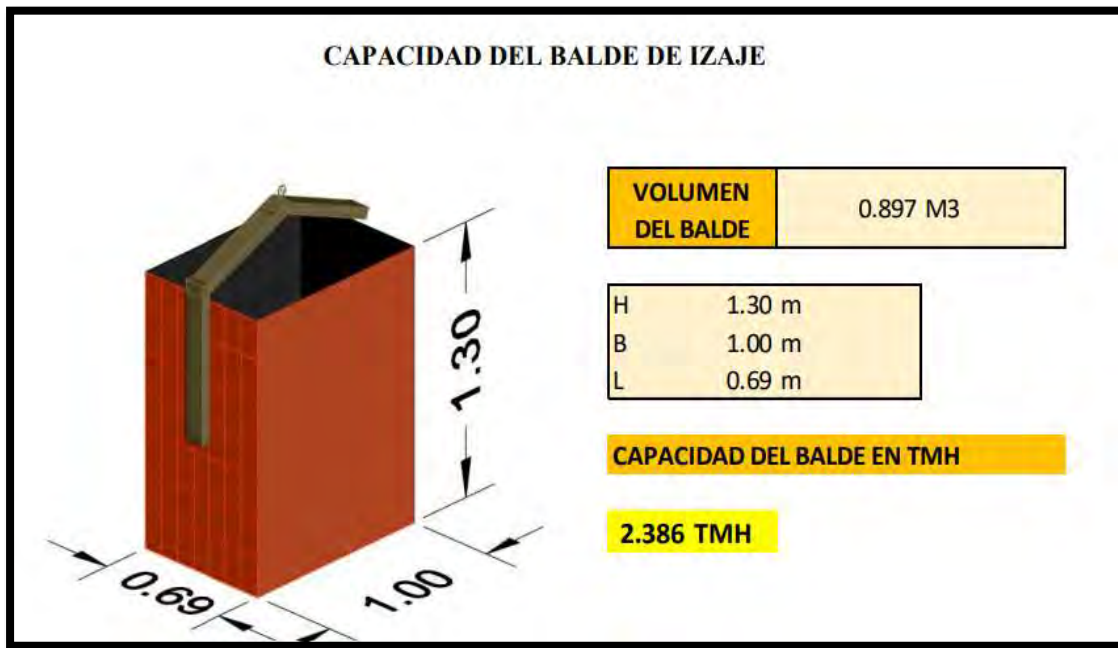
Teniendo estos un aproximado de 600 metros de recorrido hasta el pique de izaje en los niveles inferiores y un recorrido de 1000 metros en la zona superior de la zona hasta superficie donde son descargados en chutes que van directo a planta en el caso de mineral creando esto un congestionamiento en el tránsito de mineral, desmonte y materiales por la precariedad de las labores en la zona mercedes.

El Recorrido total de acarreo de mineral y desmonte desde lo niveles inferiores hasta superficie está en un aproximado de 2km.

Cabe indicar que las labores de Preparaciones en las zonas inferiores tienen una sección estándar de 2.10x2.40m y en las zonas superiores una sección de 1.80x2.00m esta última sección ya ejecutada hace más de 30 años y que requieren constantemente una rehabilitación debido a su antigüedad.

Figura 62

Balde de izaje actual de mineral, desmonte y materiales



Fuente: Departamento de Operaciones mina-C.I. A minera Orex

4.3.3. Tiempos efectivos de trabajo actuales en labores de producción

El personal de las labores de producción es netamente de la compañía minera Orex, el personal obrero trabaja 8 horas diarias en dos Guardias día y noche

Su horario de ingreso actual 10:55 am y Salida 6pm en el turno de día y en el turno de noche su horario e ingreso es 7pm y horario de salida 2:00 am.

Tomando en cuenta estos tiempos cabe recalcar que sus horas netas trabajadas en sus labores respectivas llega a lo mucho al 50% esto debido a las diferentes dificultades y condiciones de trabajo que presentan en la zona mercedes.

Actualmente el personal obrero recorre unos 1000 m desde superficie hasta la ubicación del pique principal por una galería antigua del Nivel 1 que tiene como sección 1.80x2m. una vez estando por la ubicación del pique principal bajan escaleras unos 300 metros hasta las zonas más profundas donde están sus labores de trabajo.

Este recorrido que hace el personal obrero de superficie hasta su lugar de trabajo es demasiado agotador más el tema de condiciones de trabajo como el calor y las labores angostas en las que trabajan. Lo que hace que el trabajador salga agotado y esto por consecuencia disminuye el tema de su producción.

4.3.4. Ciclo de minado de tajos proyectado con la ejecución de la rampa

El desarrollo de la rampa permitirá optimizar las operaciones mineras. Como en el incremento de la producción, mejores condiciones de trabajo para el personal obrero, el transito fluido de materiales etc.

El ciclo de Minado proyectado para el objetivo principal que es el incremento de la producción será con un avance de 6 pies por disparo en realce comparado con los 4 pies de avance actual tipo breasting. Lo que permitirá el aumento de toneladas métricas por disparo de 3 toneladas.

La Producción Proyectada con los 5 tajos nuevos en producción constante será de 900 tn/mes. siendo un aumento del 69% de producción con respecto a la producción actual que es de 1350 tn/mes. Con lo que la producción de la Zona Mercedes llegara a un promedio de producción de 2250 ton/mes.

4.3.5. Tiempos de trabajo proyectados con la ejecución de la rampa

La ejecución de la rampa implicara un gran alivio para el personal obrero que labora en la zona mercedes.

El personal que trabaja tanto en labores de producción como de desarrollo tendrá mejores de condiciones de trabajo, el tiempo efectivo proyectado por turno será:

Tabla 40

Tiempos proyectados con la ejecución de la rampa

ACTIVIDADES ESPÉCIFICAS	HORA INICIAL	TIEMPO (min)	HORA FINAL
Transporte de personal de bocamina rampa a nivel 650 y 690	10:45 a.m	15	11:00 a.m
Reparto de Guardia	11:00 a.m	10	11:10 a.m
Recorrido a Labor	11:10 a.m	10	11:20 a.m
Bolo	11: 20a.m	15	11:35 a.m
trabajos en la labor	11:35: a.m	365	5:30 p.m
salida de labor	5:30 p.m	15	5:45 p.m
Salida hacia bocamina	5:45 p.m	25	6:10 p.m

Fuente: elaboración propia

Como podemos observar en la tabla nro. 21. El tiempo efectivo de trabajos en las labores de producción mejorara en 2 horas y media aproximadamente tomando en cuenta los tiempos tomados actualmente.

El transporte de personal se hará en buses de capacidad de 30 personas con una velocidad promedio de 10 km/h. El transporte mediante este medio permitirá evitar el cansancio y fatiga que el personal obrero realiza para poder llegar a su labor designada.

4.4. Costo de perforación de la rampa.

Para determinar el coste de perforación de la Rampa 8524 se utilizará el P.U (precio unitario) de la empresa contratista vista en la tabla nro.36. Para la construcción de la rampa, también hay que tener en cuenta el consumo de aceros de perforación (barras de perforación, brocas, vástago, acoplamiento, etc.) y todos los materiales necesarios para el progreso de la Rampa (-) 8524 (Mangas de ventilación, Tuberías, combustible JUMBO EH, Etc.). Los costes de mano de obra también se tienen en cuenta dentro del coste unitario de perforación (maestro de obra, ayudantes del operador del Jumbo EH, bombero, mozo de almacén).

Una vez determinado el coste por metro de perforación, habrá que determinar el coste global de perforación de la rampa.

Tabla 36

P.U de Perforación de Rampa 4.0x4.0

RAMPA (-) 4.0 x 4.0						TC=	4.00
TIPO ROCA:		SEMIDURA			Longitud de barra	12	pies
EXPLOSIVOS:		EMULNOR			Eficiencia de perforacion	95%	
EQUIPOS:		JUMBO 12',			N° Tal arranque:	4	
SECCION:		4.00 m x 4.00 m			N° Taladros:	52	und
					N° Tal.carg.:	48	und
					AVANCE:	3.45	m
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL \$	TOTAL (\$)/ m
1.-	MANO DE OBRA	(SISTEMA 2X1)					
MOD01	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	56.57	\$/Tarea	72.48	
MOD12	AYUDANTE DE JUMBO	1.28	Tarea	37.25	\$/Tarea	47.73	
MOD02	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	51.05	\$/Tarea	65.41	
MOD06a	CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	40.01	\$/Tarea	51.27	
MOD14	AYUDANTE CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	37.25	\$/Tarea	47.73	
MOD13	OPERADOR DE BOMBA DE AGUA	1.28	Tarea	37.25	\$/Tarea	47.73	
						332.36	96.34
2.-	EPPs						
EPP003	OPERADOR DE JUMBO	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	AYUDANTE DE JUMBO	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	OPERADOR DE SCOOP	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP003	AYUDANTE CARGADOR DE EXPLOSIVOS	1.28	Tarea	3.26	\$/Tarea	4.18	
EPP002	OPERADOR DE BOMBA DE AGUA	1.28	Tarea	3.43	\$/Tarea	4.40	
						25.31	7.34
3.-	EXPLOSIVOS						
31008429	EMULNOR 3000 1 1/4" X 12"	117.82	kg	2.10	\$/ kg		
31007933	SUPERFAM DOS	0.00	kg	0.85	\$/ kg		
31007952	FANEL MS N° 19 x 3 METROS	48	und	1.45	\$/ und		
31002998	ARMADA DE MECHA LENTA 3 M	2	und	0.86	\$/ und		
31008226	CORDON DETONANTE 5P	50	m	0.23	\$/ m		
	MECHA RAPIDA	1.0	m	0.46	\$/ m		
						0.00	0.00
4.-	ACEROS DE PERFORACION						
AC103	BROCA DE BOTONES DE 45 mm	181	m	0.38	\$/ disp	68.66	
AC102	BARRA T38 H35 R32 12 PIES	181	m	0.20	\$/ disp	35.43	
AC101	SHANK ADAPTER R-38	181	m	0.23	\$/ disp	41.36	
AC105	BROCA ESCAREADORA DE BOTONES DE 4"	14	m	0.75	\$/ disp	10.42	
AC106	ADAPTADOR PILOTO R32 x 120	14	m	0.26	\$/ disp	3.61	
AC107	AFILADORA P/ BROCA DE BOTONES	181	m	0.09	\$/ disp	16.26	
AC108	COPA P AFILAR BROCA 10MM	181	m	0.05	\$/ disp	8.73	
						184.48	53.47
5.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
	HERRAMIENTAS C/JUMBO	1	Tarea	23.71	\$/Tarea	23.71	
AC118	TACO DE ARCILLA	0	und	0.10	\$/ und	0.00	
AC119	TUBO DE PVC	12	und	2.00	\$/ und	24.00	
	TUBO PARTIDO DE PVC VOLADURA CONTROLA	4.5	und	2.00	\$/ und	9.00	
						56.71	16.44
6.-	EQUIPOS						
EQ-005	Jumbo Sandvik DD210	3.00	h-m	105	\$/ h-m	315.00	
EQ-002	Scoop 4.1 yd3	3.95	h-m	85	\$/ h-m	335.71	
EQ-002	Scoop 4.1 yd3 carguio volquete	0.55	h-m	85	\$/ h-m	46.92	
EQ-002	VENTILADOR DE 30,000 CFM	0.00	h-m	9.45	\$/ h-m	0.00	
EQ-013	ELECTROBOMBA DE 14 HP	4.00	h-m	4.94	\$/ h-m	19.75	
						717.38	207.94
7.-	SERVICIOS						
	ALCAYATAS PARA AIRE/AGUA	4.31	pp	1.00	\$/ pie	4.31	
	ALCAYATAS PARA ENERGIA	4.31	pp	1.00	\$/ pie	4.31	
	MATERIAL ALCAYATAS S	1.00	und	4.34	\$/ und	4.34	
	MATERIAL ALCAYATAS L	1.00	und	4.34	\$/ und	4.34	
	INSTALACION TUBERIA DE AIRE 4"	3.45	m	1.50	\$/ m	5.18	
	INSTALACION TUBERIA DE AGUA 2"	3.45	m	1.00	\$/ m	3.45	
						25.93	7.52
A.-	SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS					1342.17	389.03
8.-	COSTOS INDIRECTOS						
	Contingencias y prevención de pérdidas	0.00%			\$	0.00	0.00
	Gastos Generales	0.00%			\$	0.00	0.00
	Utilidad	10.00%			\$	134.22	38.90
B.-	SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS					134.22	38.90
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (\$ / m)						1,476.39	427.94

Fuente: Costos y productividad-C.I. A minera Ores

Tabla 41*Costo Total de perforación de la Rampa (-)8524*

CALCULOS		
COSTO POR METRO DE AVANCE	427.94	\$/ML
LONGITUD TOTAL A EJECUTAR	1160	ML
COSTO TOTAL	496,410.40	Dólares (\$)

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Orex

4.4.1. Costo de voladura

En función de la cantidad de explosivo y accesorios utilizados por cara de disparo, se calcula el coste de los explosivos por disparo.

Tabla 42*Cálculo de costo de explosivos*

CALCULOS					
ACCESORIO	PRECIO(Soles)		CANTIDAD (Und)	PRECIO TOTAL(Soles)	
FANELES (Und)	S/	0.99	58	S/	57.42
PENTACORD(M)	S/	0.17	60	S/	10.20
MECHA RAPIDA (M)	S/	0.36	0.2	S/	0.07
CARMEX (UND)	S/	0.55	2	S/	1.10
EMULNOR 5000 1 1/2" x 12"	S/	0.68	70	S/	47.60
EMULNOR 3000 1 1/2" x 12"	S/	0.63	70	S/	44.10
EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	S/	0.50	387	S/	193.50
EMULNOR 1000 1 1/4" x 12"	S/	0.48	88	S/	42.24
EMULNOR 500 1" x 8"	S/	0.08	56	S/	4.48
TOTAL				S/	400.71

Fuente: área de costos y productividad-C.I. A minera Orex

Tabla 43*Costo de Voladura por metro*

CALCULOS	
COSTO DE VOLADURA POR DISPARO (\$)	211.71
AVANCE NETO POR DISPARO(m)	3.10
COSTO POR METRO(\$/m)	68.29

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.2. Costo de limpieza de rampa

Los costos de limpieza vienen determinados por los precios unitarios (P.U) de la contratista; los P.U de la limpieza de la rampa tiene en cuenta el coste del operario, el tiempo empleado en utilizar el Scooptram de 6,0 Yd³, el coste por hora del equipo, el combustible, etc.

Tabla 44*Costo Unitario Limpieza*

Limpieza de Rampa (-) 4.00 x 4.00				
Mano de Obra				
Descripción	Factor de Pago	Total por Guardia	Costo Unit. Del recurso	Costo Real S./
Operador de Scooptram	1.3	0.75	190.63	S/ 185.86
Equipos				
Descripción	Vida Util	Consumo por guadia.	Costo Unit. Del recurso	Costo Real S./
Scooptram 6.0 Yd ³	hr.	5.94	431.91	S/ 2,565.55
Suministros/Herramientas:				
Materiales	Consumo por guadia.		Costo Unit. Del recurso	Costo Real
Combustible	gl	30.00	8.30	S/ 381.36
Herramientas:				
Implementos de seguridad Operación	0.75	1.00	6.82	35.82
Lamparas mineras Operación	0.75	1.00	3.03	15.88
				433.06
Sub Total Costos				3184.47
Utilidad			10%	318.45
G.G			0%	0.00
Costo de Limpieza				3502.92
Costo de Limpieza				3,502.92
Factor de Avance (MT)				4.40
Costo por metro				S/ 796.12
Costo por metro USD/m				USD 215.17

Fuente: Area de costos y productividad-C.I. A minera Ores

4.4.3. Costo de sostenimiento en la rampa

El soporte elegido está formado por pernos helicoidales de 7 pies espaciados uniformemente, hormigón proyectado(shotcrete) de 2" de espesor, malla electrosoldada y cimbras metálicas.

4.4.3.1. Costo de sostenimiento con pernos helicoidales

Para realizar la instalación de bulones helicoidales de 7 pies se tienen en cuenta el operario de Bolter S, el ayudante de bolter, el coste por hora del bolter, los aceros de perforación y los suministros y herramientas necesarios para realizar la instalación de pernos helicoidales dentro de estos suministros y herramientas. Para calcular el coste por unidad se utiliza un rendimiento de 33 unidades para la duración del consumo por guardia.

Se establece un rendimiento de 5,20 pernos por metro utilizando la especificación de la malla de atornillado "pernos helicoidales distribuidos sistemáticamente espaciados a 1,5 m".

Tabla 45

Costo total de instalación de pernos Helicoidales en Proyecto Rampa (-) 8524

CALCULOS	
Costo por unidad \$	USD 30.89
Rendimiento de pernos/metro	5.2
Grado de incidencia (95%)	0.95
Costo de perno/metro	152.59

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.3.2. Costo de sostenimiento con malla electrosoldada

Para el sostenimiento con malla electrosoldada en la rampa (-)8524 se tomará en cuenta principalmente factores de dureza del macizo rocoso, la instalación de malla electrosoldada se

instalará por parte de la contrata a todo costo cobrando esta por metro cuadrado instalado de malla electrosoldada a continuación damos vista al precio unitario de la instalación de malla electrosoldada a todo costo.

Tabla 46

Costo total de instalación de malla electrosoldada Proyecto Rampa (-) 8524

CALCULOS	
Costo por metro cuadrado	USD 15.33
Rendimiento de malla/metro	8.28m ²
Grado de incidencia (60%)	0.60
Costo de malla/metro	76.16

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

El área que tendrá que sostenerse en un metro avanzado de la rampa es de 8.28 metros cuadrados

4.4.3.3. Costo de sostenimiento con cimbras metálicas

Para el sostenimiento con cimbras en la rampa (-)8524 se tomará en cuenta principalmente zonas de falla y calidad de roca muy mala, la instalación de cimbras metálicas se instalará por parte de la contrata a todo costo cobrando esta por cimbra instalará, a nuestros cálculos pondremos el costo de cimbra por metro avanzado.

Tabla 47

Costo Unitario de instalación de cimbra a todo costo

CALCULOS	
Costo (\$/cimbra)	567.56
Cimbras(cimbras/m)	0.80
Grado de incidencia (5%)	0.05
Costo/metro (\$/m)	22.70

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.3.4. Costo de lanzamiento de shotcrete 2 pulgadas.

Debemos tener en cuenta todos los suministros y herramientas necesarios para el vertido de hormigón proyectado de 2", incluidos el combustible, la arena, el cemento, la fibra, el acelerador de fraguado, el plastificante y el operador del equipo de lanzamiento (Alpha), el operador de la hormigonera, el ayudante del equipo de lanzamiento y el coste del equipo (lanzadora y hormigonera). Para calcular el coste por unidad, utilizamos una hormigonera automática con una capacidad de 4 m³ y un rendimiento de 48,80 m².

Calculamos el rendimiento de lanzamiento de Shotcrete con respecto al avance de la Rampa

Tabla 48

Rendimiento de Lanzado de Shotcrete.

CALCULOS		
Rendimiento	33.51	m ²
Longitud	3.26	M
Rendimiento/metro	10.28	m²/m

Fuente: Elaboración Propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

Calculamos el coste global del proyecto de hormigón proyectado tras determinar el rendimiento del hormigón proyectado (m²/m).

Tabla 49

Costo Total de lanzado de Shotcrete en Proyecto (-)8524.

CALCULOS		
Costo (\$/m ²)	44.50	
Rendimiento de shotcrete (m ² /m)	10.28	
Grado de incidencia (35%)	0.35	
Costo/metro	160.11	\$/m

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Orex

4.4.4. Costo de drenaje.

La distribución de bombas y capacidades cambiará a medida que se desarrolle la Rampa (-)8524, por lo que habrá que tenerlo en cuenta a la hora de calcular los gastos de drenaje. La red de bombeo para los 1160 metros de la Rampa (-)8524 se diseñó en el Capítulo III; sin embargo, el sistema de bombeo variará en función del avance de la Rampa (-)8524 y, en consecuencia, variarán los costes de bombeo.

Los 1160 metros de rampa para los que se desarrolló el sistema de bombeo en el Capítulo III tendrán cada uno su propio sistema de bombeo. Las bombas usadas se adquirirán por la compañía minera.

Tabla 50

Costo de bombas

Fuente: Elaboración Propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

Costo		
Bomba	Precio (S./)	Precio (\$)
Bomba de 10 HP	S/ 29,349.9	\$ 7,932.43
Bomba de 15 HP	S/47,496.90	\$12,837.00
Bomba de 25 HP	S/ 74,049.00	\$ 20,013.51

Determinamos el coste del bombeo por metro de avance.

Tabla 51

Costos de bombeo por metro

CALCULOS	
Costo Total de bombas estacionarias (\$)	40,782.94
Longitud a ejecutar(m)	1160
Costo por metro (\$/m)	35.15

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.5. Costo de ventilación.

Los ventiladores utilizados son propios de la compañía los precios son.

Tabla 52

Costo de ventiladores

COSTO		
VENTILADOR	PRECIO(Soles/Mes)	PRECIO (dólares/Mes)
VENTILADOR 30000 CFM	S/ 129,500.00	\$ 35,000.00
VENTILADOR 30000 CFM	S/ 129,500.00	\$ 35,000.00
VENTILADOR 10000 CFM	S/ 48,100.00	\$ 13,000.00

Fuente: Elaboración propia- Planeamiento-C.I. A minera Ores

A medida que la rampa se hace más profunda, se emplea un ventilador con un caudal de aire de 30000 CFM en lugar de ventiladores puesto inicialmente de 10,000cfm actualmente se

utiliza un ventilador de 30,000 CFM como extractor de aire viciado, y otro ventilador de 30,000 CFM como inyector de aire fresco y por último uno de 10000CFM que son para labores de desarrollo y preparación.

Realizamos el cálculo de costo de ventilación por metro de la Rampa (-)8524

Tabla 53

Costo de ventilación por metro de la rampa

CALCULOS	
Costo Total de Ventilación	\$83,000.00
Longitud a ejecutar(m)	1160
Costo por metro (\$/m)	\$ 71.55

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.6. Coste de la energía.

4.4.6.1. Análisis del coste del grupo electrógeno.

Se estimó el coste del "grupo electrógeno Caterpillar C-27 GE-02" por metro de avance en función de la energía necesaria para la mina, y se determinó que se necesita un grupo electrógenos que fue alquilada por parte de la compañía durante la ejecución de la rampa.

Tabla 54*Costo de Grupos Electrógenos.*

CALCULOS	
Grupo	Alquiler/mes (\$)
GRUPO ELEC. C-27-1	13,872.00
Tiempo de Alquiler(meses)	7.43
Costo total (\$)	103,068.96
Longitud total de Rampa(m)	1160
COSTO TOTAL \$/m	88.85

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.6.2 Costo de combustible

El consumo diario de combustible del generador de energía es de 120 galones.

Calculamos los costes de combustible de los generadores en metros por cada avance de rampa.

Tabla 55*Consumo de combustible (Grupos Electrógenos).*

CALCULOS	
GRUPO ELEC. C-27-1	120 Gl/Día
Precio Combustible	S/.8.3/Gl
Consumo Mensual	3600 Gl/Mes
COSTO POR MES (S/)	29,880.00
COSTO TOTAL(S/)	222,008.00
COSTO TOTAL (\$)	60,002.27
COSTO POR METRO(\$/m)	51.72

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.6.3. Costo de aire comprimido

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

Tabla 56

Costo de Compresor

CÁLCULOS	
COMPRESOR GA-230	25440 S/. Mes
Tiempo de ejecución de Rampa (mes)	7.43
COSTO POR MES (S/)	S/ 189,019.20
COSTO POR MES (\$)	51,086.27
COSTO POR METRO(\$/m)	44.03

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.7. Gastos generales

Todos los gastos dependen de la finalización de la rampa, como salarios de ingenieros, sueldos administrativos, costes de vehículos, tarifas de Internet, etc., se consideran gastos generales.

Tabla 57

Costo de gastos generales por metro

EDEMINC SAN JUAN DE CHORUNGA						
DETALLE GASTOS GENERALES 2023						
DESCRIPCION	CANTIDAD	INCIDENCIA	SALARIO BASICO	ALIMENTACION	BBSS	Costo Mensual
PERSONAL OPERACIÓN						
Gerente de Operaciones	1	5%	15,000	23	9,759.52	S/ 1,239.13
Ing. Residente	1	0%	9,000	0	5,855.71	S/ -
Ing. Asistente de Residente	0	100%	7,500	0	4,879.76	S/ -
Ing. Seguridad	1	100%	7,000	460	4,554.44	S/ 12,014.44
Ing. Jefe de Guardia	1	100%	6,500	460	4,229.13	S/ 11,189.13
Ing. Jefe de guardia JUNIOR-Costos-Reportes	1	100%	2,500	460	1,626.59	S/ 4,586.59
Asistente de Costos	0	100%	1,500	0	975.95	S/ -
Capataces	2	100%	2,800	920	1,821.78	S/ 11,083.56
Supervisor Alimak	1	100%	4,000	460	2,602.54	S/ 7,062.54
Inspectores de Seguridad	1	100%	3,000	460	1,951.90	S/ 5,411.90
Logistico	2	100%	1,950	920	1,268.74	S/ 8,277.48
Mecanico 1 Trackless	1	100%	3,500	460	2,277.22	S/ 6,237.22
Mecanicos Jack Leg	1	100%	2,100	460	1,366.33	S/ 3,926.33
Mecanico 2 Soldador Trackless	1	100%	3,000	460	1,951.90	S/ 5,411.90
TOTAL						S/ 76,440.22
PERSONAL ADMINISTRATIVO						
Administrador Mina/Asistencia Social	0	100%	4,000	0	2,602.54	S/ -
Asistente Administrador Mina	1	100%	3,000	460	1,951.90	S/ 5,411.90
Asistenta Social Mina	0	100%	3,000	0	1,951.90	S/ -
Asistenta Social Auxiliar Mina	0	100%	2,000	0	1,301.27	S/ -
Almacenero Mina	1	100%	1,800	460	1,171.14	S/ 3,431.14
Auxiliar de Limpieza Mina	1	50%	1,500	230	975.95	S/ 1,352.98
Choferes Mina	1	100%	2,000	460	1,301.27	S/ 3,761.27
RRHH y Administrador Oficina ciudad	0	50%	3,000	0	1,951.90	S/ -
Auxiliar Contable oficina ciudad	0	50%	2,500	0	1,626.59	S/ -
Logístico ciudad	1	50%	1,950	0	1,268.74	S/ 1,609.37
TOTAL						S/ 15,566.66
EPPS						
EPPs PERSONAL OPERACIÓN	13	4.39				S/ 1,141.69
EPPs PERSONAL ADMINISTRATIVO	4	1.09				S/ 87.20
TOTAL						S/ 1,228.89
COSTO DE SERVICIO DE MOVILIDAD						
CAMIONETA	1	S/. 287.00	30.00			S/ 8,610.00
COMBUSTIBLE CAMIONETA	60	S/. 16.24				S/ 974.40
TOTAL						S/ 9,584.40
COSTO DE OFICINA LIMA						
ALQUILER OFICINA Y ALMACEN		25.00%	S/. 3,000.00			S/ 750.00
UTILES DE ESCRITORIO LIMA		25.00%	S/. 200.00			S/ 50.00
TELEFONO + INTERNET + AGUA + LUZ		25.00%	S/. 300.00			S/ 75.00
COMPUTADORAS		25.00%	S/. 100.00			S/ 25.00
TOTAL						S/ 900.00
GASTOS GENERALES OPERACIÓN MINA						
		PERSONAL	42			
DESCRIPCION		Precio (S/.)	Requerim.	V Util		S/./mes
Camarotes		200.0	0.00	18.00		0
Colchones		230.0	0.00	24.00		0
Detector de gases draguer xa5600 + calibraciones		6500.0	0.00	36.00		0
Radios		254.0	3.00	24.00		32
Cintas reflectivas		380.0	5.00	12.00		158
Utiles de oficina - formatos		200.0	1.00	1.00		200
Frazadas		17.0	0.00	12.00		0
Flete por envio de materiales (tubos de arrastre, herramientas y repuestos tr		600.0	1.00	1.00		600
Sabanas		25.0	0.00	6.00		0
Almohadas		7.0	0.00	6.00		0
Gastos de viaje Gerencia		100.0	1.00	1.00		100
Movilidad y Pasajes personal técnico		100.0	1.00	1.00		100
Utiles de Escritorio Mina		200.0	1.00	1.00		200
Autorizaciones de Sucamec		30.0	21.00	12.00		52
Fondos para agasajos (Aniversarios, Navidad)		0.0	1.00	1.00		0
Muebles y enseres mina		500.0	1.00	2.00		250
Examen médico preocupacional y anual		185.0	0.00	12.00		0
Tachos basureros, escobas, recogedores		50.0	1.00	3.00		17
TOTAL						S/ 1,709.20
TOTAL						S/ 105,429.37

Fuente: Área de costos y productividad-C.I. A minera Ores

Tabla 58*Costo de gastos generales por metro*

CALCULOS	
Costo Gastos Generales (\$)	28,494.42
Tiempo de ejecución (meses)	7.43
Costo Total de Gastos generales (\$)	211,713.57
Total, de Gastos generales(\$/m)	182.51

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.8. Recapitulación del coste total

Se han calculado los gastos de avance, asistencia, bombeo, ventilación, energía y aire comprimido.

Tabla 59*Costo Total de ejecución de la Rampa (-)8524*

CALCULOS		
RESUMEN DE COSTOS		
Perforación	\$/m	427.94
Voladura	\$/m	68.29
Limpieza	\$/m	215.17
Sostenimiento Pernos	\$/m	152.59
Malla	\$/m	76.16
Sostenimiento Shotcrete	\$/m	160.11
Cimbra	\$/m	22.70
Drenaje	\$/m	35.15.
Ventilación	\$/m	71.55
Costo de energía Eléctrica (Grupo electrógeno y Combustible para los grupos)	\$/m	140.57
Costo de aire comprimido	\$/m	44.03
Gastos Generales	\$/m	182.51
COSTO TOTAL POR METRO DE RAMPA	\$/m	1596.63
LONGITUD TOTAL DE RAMPA	m	1160
COSTO DE CONSTRUCCION DE RAMPA	\$	1,852,253.80
IMPREVISTOS (15%)	\$	277,837.98
COSTO TOTAL DE CONSTRUCCION DE RAMPA	\$	2,130,091.78

Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Ores

4.4.9. Costos de Desarrollo (CAPEX)

Los costos de desarrollo están incluidos dentro de la inversión que un empresario debe analizar en un proyecto, dentro de la inversión de la rampa se tomara en cuenta también el desarrollo de labores como son BY PASS, CRUCEROS Y CHIMENEAS DE VENTILACIÓN.

Para nuestro caso se tomó en cuenta la ejecución de estas labores con una sección de 3x3m en el caso de BY PASS Y CRUCEROS y sesiones de 2mx2m en el caso de CHIMENEAS DE VENTILACION. Estas labores son indispensables para la preparación de tajos y su posterior explotación de manera segura y constante a continuación veremos un cuadro donde veremos el metraje costo de ejecución que se desarrollara para la preparación de tajos y por su posterior explotación para el incremento de la producción en la zona mercedes.

Tabla 60

Labores de desarrollo en zona mercedes

LABORES DE DESARROLLO				
LABOR	SECCION(m)	AVANCE(m)	COSTO/METRO(\$/m)	COSTO (\$)
BY PASS	3mx3m	300m	700(\$/m)	\$ 210,000
CRUCERO	3mx3m	210m	700(\$/m)	\$ 147,000
CHIMENEA	2mx2m	80m	450(\$/m)	\$ 36,000
COSTO:				\$ 393,000
COSTO TOTAL (rampa +desarrollo):				
\$2,523,091.780				

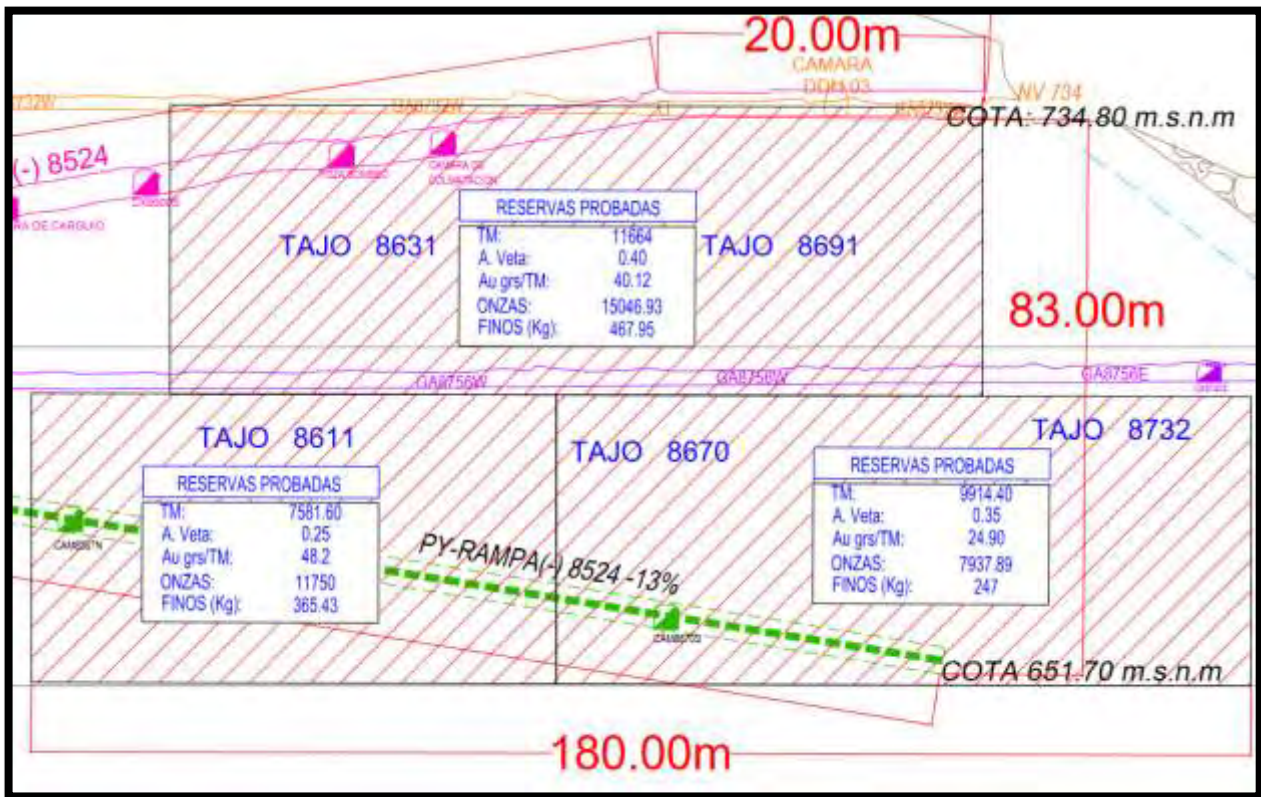
Fuente: Elaboración propia-Planeamiento-C.I. A minera Orex

4.5. Evaluación económica

Utilizaremos el yacimiento con un tonelaje confirmado para la evaluación económica de 29,160.00 TM con una ley de cabeza promedio de Au 15.0 gr/TM con contenido de Au de 13,078.90 de onzas recuperadas de oro.

Figura 63

Plano de recursos probados en zona Mercedes Baja



Fuente: Departamento de geología-CIA MINERA OREX

Tabla 61*Reservas Probadas zona mercedes baja nivel 690*

ZONA	VETA	NIVEL	PANEL	LEY	POT	DENS	TMS	AREAH
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	10	83.25	0.30	2.66	23	118.97
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	10	80.87	0.30	2.66	24	123.92
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	10	75.68	0.30	2.66	28	146.24
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	10	75.68	0.28	2.66	27	140.03
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	22	30.59	0.28	2.66	140	183.73
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	23	30.59	0.80	2.66	298	141.03
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	32	37.74	0.14	2.66	115	305.6
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	33	37.04	0.24	2.66	32	149.93
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	33	100.43	0.24	2.66	16	23.99
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	42	50.25	0.25	2.66	77	106.96
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	43	22.43	0.42	2.66	52	42.42
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	43	40.05	0.42	2.66	64	75.82
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	44	16.76	0.42	2.66	76	167.25
MERCEDES II	MERCEDES_N	690	44	16.76	0.16	2.66	42	82.14

Fuente: Departamento de geología-CIA MINERA OREX

Tabla 62*Reservas probadas zona mercedes baja nivel 650*

ZONA	VETA	NIVEL	PANEL	LEY	POT	DENS	TMS	AREAH
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	11	83.25	0.50	2.66	23	118.97
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	11	80.87	0.80	2.66	24	123.92
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	11	75.68	0.80	2.66	28	146.24
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	11	75.68	0.80	2.66	27	140.03
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	25	30.59	0.28	2.66	140	183.73
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	25	30.59	0.80	2.66	298	141.03
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	25	37.74	0.30	2.66	115	305.6
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	33	37.04	0.30	2.66	32	149.93
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	33	100.43	0.38	2.66	16	23.99
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	23	50.25	0.30	2.66	77	106.96
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	23	22.43	0.30	2.66	52	42.42
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	23	40.05	0.42	2.66	64	75.82
MERCEDES II	MERCEDES_N	650	23	16.76	0.42	2.66	76	167.25

Fuente: Departamento de geología-CIA MINERA OREX

Tabla 63*Valor de cuerpo Mercedes*

CÁLCULOS		
Toneladas probadas del Cuerpo Mercedes	29,160.00	TM(mineral)
Ley de cabeza de Au.	15.0	Gr/TM
Recuperación metalúrgica final	93	%
Contenido de Au	13,078.90	Oz
Precio de Au (2023)	1950	\$/Oz
Valor del Cuerpo	USD 25,503,874.42	Dólares

Fuente: Departamento de Planeamiento-C.I. A minera Ores

Las reservas probadas de mineral en la zona Mercedes es de 29,160.00 TM con una ley de cabeza promedio de Au 15.0 gr/TM y un contenido de Au después de recuperación metalúrgica, merma y refinación de 13,078.90 de onzas finos de oro.

El cuerpo mineralizado MERCEDES BAJA un clavo mineralizado probado de 180 metros de longitud y altura de 40m en el nivel 650 y 120 metros de longitud y 40 metros de altura en el nivel 690 con un ancho de veta promedio de 0.40 m y un peso específico de mineral de 2.7 ton./m³ y un ancho de minado de 0.90 m y con leyes diluidas de 15.0 gr/tm.

El valor de las reservas probadas es de 25,503,874.42 dólares. La construcción de la Rampa y labores de desarrollo que son inversiones por parte del empresario costara en total \$2,523,091.78 Sobre esta base se calcula la relación Beneficio/Coste. Hay que tener en cuenta que las obras de preparación (chimeneas en veta, Subniveles) se contemplan en los costos operativos.

Calculo Valor actual neto (VAN)

$$VAN = -2,523,091.78 + \frac{691,290.73}{(1 + 0.10)^1} + \frac{3,723,775.44}{(1 + 0.10)^2} + \frac{3,750,375.45}{(1 + 0.10)^3}$$

$$VAN = \$4,000,567.05$$

Calculo Tasa Interna de Retorno (TIR)

$$0 = -I_0 + \sum_{j=1}^N \frac{F_j}{(1 + TIR)^j}$$

Inversión Inicial (I₀)= \$2,523,091.78

TIR = 68%

Determinación de la relación – costo (B/C)

$$\frac{B}{C} = \frac{\frac{F_1}{(1 + K)} + \frac{F_2}{(1 + K)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1 + k)^n}}{I_0}$$

$$\frac{B}{C} = \frac{\$6,523,659.00}{\$2,523,091.78} = 2.58 > 1; \text{ES RENTABLE EL PRODUCTO}$$

PAYBACK: Periodo de recuperación

$$\text{payback} = \frac{I_0}{F}$$

$$\text{Payback} = \frac{2,523,569.00}{2,721,813.87(PFc)} = 0.93 \text{ años}$$

$$\text{Payback} = 0.93 \text{ años} \times \frac{12 \text{ meses}}{1 \text{ año}} = 11.12 \text{ meses}$$

❖ El periodo de recuperación será de 11 meses con 4 días.

Tabla 64

Evaluación Económica del proyecto

EVALUACION DEL PROYECTO				
DATOS GENERALES	AÑO			
	0	1	2	3
Reservas del proyecto	29,160.00TM			
Producción (TM/AÑO)		2476.60	13340.7	13340.7
LEY(Au) Gr/TM		15.00	15.00	15.00
Recuperación (%)		93	93	93
Precio(\$/onz-troy)		1950	1950	1950
capacidad planta(TM/día)		750	750	750
Costos unitarios(\$/TM)		350	350	350
Gastos administrativos		10%	10%	10%
Gastos venta		12%	12%	12%
FINANZAS Y ECONOMIA DEL PROYECTO				
DATOS FINANCIEROS Y TRIBUTARIOS				
IMPUESTO A LA RENTA		30%		
REGALIAS E IMPUESTOS ESPECIALES		2%		
COSTO DE OPORTUNIDAD DEL ACCIONISTA		10%		
FLUJO DE CAJA				
AÑO				
INGRESOS	0	1	2	3
VENTAS (\$)		2,166,228.66	11,668,822.88	11,668,822.88
VALOR RESIDUAL (\$)				50,000.00
TOTAL, DE INGRESOS (\$)		2,166,228.66	11,668,822.88	11,718,822.88
EGRESOS				
INVERSION-CAPEX	\$2,523,091.78			
COSTOS (\$)		866,810.00	4,669,245.00	4,669,245.00
MARGEN BRUTO		1,299,418.66	6,999,577.88	7,049,577.88
GASTOS ADM. (\$)		129,941.87	699,957.78	704,957.78
GASTOS DE VENTA (\$)		155,930.24	839,949.34	845,949.34
REGALIAS (\$)		25,988.37	139,991.56	140,991.55
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		987,558.18	5,319,679.20	5,357,679.21
IMPUESTO RENTA (\$)		296,267.45	1,595,903.76	1,607,303.76
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS		691,290.73	3,723,775.44	3,750,375.45
FLUJO CAJA (\$)	-2,523,091.78	691,290.73	3,723,775.44	3,750,375.45
RENTABILIDAD DEL PROYECTO				
VAN: \$4,000,567.05				
TIR:68%				

Fuente: Departamento Planeamiento-C.I. A minera Ores

CONCLUSIONES

1. El Diseño y construcción de la Rampa (-) 8524 será un Acceso principal para la extracción de mineral de manera rápida y constante y por ende se logrará un incremento sustancial en la producción de la zona Mercedes ya que es la zona de mayor importancia de la unidad minera por sus altas leyes de contenido de oro. Este incremento será de un 69% en toneladas métricas y 12.55kg de finos de oro más en comparación con la producción mensual actual.

2. El diseño y la construcción de la Rampa (-) 8524 logro una semi - mecanización de la unidad minera San Juan de Chorunga, para esto se aplicó diferentes tipos de sostenimientos teniendo en cuenta las características geomecánicas del macizo rocoso y optimizando el avance con el uso de shotcrete que permite un cumplimiento de ciclo efectivo de perforación voladura y sostenimiento diario.

3. La construcción de la rampa (-) 8524 se llevó a cabo tomando en cuenta parámetros operativos como la perforación, voladura y limpieza, haciendo un análisis técnico-económico sobre estas operaciones unitarias optimizando al máximo la ejecución del a rampa (-) 8524, diseñando una malla de perforación acorde al tipo de roca y una voladura controlada para evitar la sobre rotura y una limpieza optima empelando equipos de acarreo de alto rendimiento para este tipo de operaciones

4. Después de calcular el costo construcción de la Rampa (-) 8524, encontramos que la rampa tendrá un costo total de \$2,523,091. Con un valor actual neto (VAN) de \$4,000,567.05 que demuestra que la ejecución de la rampa es factible económicamente y financieramente. Se obtuvo también una tasa interna de retorno (TIR) del 68% que es mayor a la tasa de oportunidad que propuso para este proyecto.

RECOMENDACIONES.

1. Se recomienda a la compañía minera Ores a la hora de revisar correctamente los precios unitarios y experiencia presentados por las contratistas especialistas en construcción de rampas, también deben tenerse en cuenta varios aspectos que afectarán al costo de las actividades como tiempos improductivos, desde el enfoque de cálculo que puede tener en cuenta las sub tareas individuales hasta un cálculo analítico por costo (materiales, implementos de seguridad y mano de obra). Cabe destacar que es muy importante la supervisión diaria de la construcción de la rampa para no tener ningún tipo de observaciones.

2. se recomienda un control del diseño de la malla de perforación y voladura por parte de los jefes de guardia de dicha labor, es necesario realizar un seguimiento continuo para evaluar el rendimiento de los parámetros técnicos del ciclo minero. Como resultado, los gastos se mantendrán dentro de un rango razonable, las tasas de producción aumentarán y los resultados de las voladuras serán ideales para mejorar los demás subprocesos (sostenimiento, ventilación, carga y transporte).

3. Debido a la precisión y complejidad de las operaciones que se crean, es imprescindible que la contratista especialista debe contar con empleados cualificados con habilidades adecuadas y amplia experiencia para la construcción de este tipo de obras.

4. Es Necesario un control exhaustivo de las características geomecánicas del macizo rocoso por parte de los ingenieros especializados en esta rama a lo largo de la construcción de la rampa para elegir un sostenimiento correcto y adecuado según al tipo de roca mapeado en campo. La correcta elección del tipo de sostenimiento ayuda a una mayor seguridad del personal que labora.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Arias, Fidas G. (2012). El proyecto de Investigación: Introducción a la investigación científica. (Editorial Episteme, 6ta edición. Venezuela).
- Berroa, Suarez, E. (2016). Optimización de las operaciones mineras mediante la profundización de la rampa negativa entre los niveles 2900-2650 Vankar Eirl Sacminera Aurífera Retamas S.A. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Bryan, Lazo. (2020). Diseño conceptual de la rampa basculante 2518 para la extracción de la veta victoria Tensional del tajo 2453, NV. 2300 de la unidad minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S. A. Universidad Continental.
- Ccarita, N. (2019). Optimizar la producción desarrollando la rampa Cosmos Nivel -250 Sur Compañía Minera Huarón S.A. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Ccoscco, W. (2019). Optimización en la construcción de la rampa 1910, unidad de operación Pallancata-Ayacucho. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Coaquira R. (2020). Diseño y construcción de la rampa 8600 y análisis técnico económico para la continuidad de las operaciones de explotación en la mina San Vicente - Cia Simsa. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Cook, J. (2016). La geomecánica. Serie de Artículos Introdutorios: La Geomecánica.
- DOLUSOA. (2015). La Geología y Las Condiciones Mineras – Control de Terrenos en las Minas Subterráneas BP-71-S.
- Escobar, D. (2017). Estudio de tiempos y movimiento del proceso de acarreo en una Mina para su mejora de su eficiencia. Universidad Nacional Autónoma.
- Euroinnova. (2016, Julio). Geología de minas. Euroinnova International Online Educativo.

- García, V. (2021, Setiembre 30). VAN, TIR y Pay-back: ¿Qué son y en qué se diferencian? Esan Bussiness /Conexiónesan.
- Gómez, S. (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.
- Gutiérrez, Willy. (2017). Profundización mediante rampa 550 Zigzag con sistema convencional para la exploración, explotación e incremento de reservas en Mina Españolita. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2014). Metodología de la Investigación.
- Huamán, A. (2017, May). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. [Www.Osinergim.Gob.Pe](http://www.Osinergim.Gob.Pe).
- Landeau, R. (2017). Elaboración de trabajos de investigación. Editorial Alfa, Venezuela.
- Montané, S. (2017). Metodología para diseño óptimo semiautomático de rampas en minería subterránea. Universidad de Chile.
- Seguridad minera. (2013, October 15). Técnicas de minería subterránea para un trabajo seguro y rentable. [Https://Www.Revistaseguridadminera.Com](https://www.Revistaseguridadminera.Com).
- Zúñiga, V. (2014). Modelo geológico-estructural y evaluación económica De la veta San Juan y Mercedes, Unidad minera San Juan de Chorunga Condesuyos- Arequipa. Universidad Nacional de San Agustín.

ANEXOS

Análisis de campo

La Empresa

Ubicación Geográfica

La concesión minera "San Juan de Chorunga" está situada en el enorme batolito costero del sur de Perú, en la parte occidental de la cordillera de los Andes, y es donde Compañía Minera OREX S.A.C. está ampliando sus operaciones. Se sitúa en la provincia de Condesuyo, distrito de Río Grande, valle de San Juan en la zona de Arequipa.

Coordenadas UTM

Norte: 8 241 180.000

Este: 709 114.000

Altitud: 731.850 m.s.n.m.

Hoja: 32 – P

Zona: 18

Coordenadas Geográficas

Latitud: 16° 54' 07" S

Longitud: 73° 02' 06" W

Datum: PSAD 56

Las coordenadas UTM se tomaron como referencia el punto centro del campamento.

Accesibilidad

La concesión minera "San Juan de Chorunga" se puede acceder tanto por vía terrestre como aérea; el recorrido se muestra en los siguientes cuadros:

El acceso al campamento San Juan de Chorunga desde la capital del Perú (Lima) es posible tomando la carretera Panamericana Sur hasta la localidad de Ocoña en el Km 785, desde donde se ingresa hacia el este por la quebrada del mismo nombre y se continúa por la carretera asfaltada hasta llegar a la localidad de Alto Molino.

Tabla 65*Rutas y vías de acceso*

Ruta	Tramo	Vía	Distancia (Km)	Tiempo (Horas)
1	Lima – Arequipa	Aérea	856	1 h 10 min
2	Arequipa– Ocoña	Asfaltada	245	3 h 00 min
3	Ocoña – Concesión de Beneficio "San Juan de Chorunga"	Afirmada	75	2 h 10 min
TOTAL			1,176	6 h 20 min

Ruta	Tramo	Vía	Distancia (Km)	Tiempo (Horas)
4	Lima – Camaná	Asfaltada	835	13 h 00 min
5	Camaná - Ocoña	Asfaltada	50	1 h 00 min
3	Ocoña – Concesión de Beneficio "San Juan de Chorunga"	Afirmada	125	2h 10 min
TOTAL			1,010	16 h 20 min

Ruta	Tramo	Vía	Distancia (Km)	Tiempo (Horas)
6	Lima – Ocoña	Asfaltada	785	12 h 00 min
3	Ocoña – Concesión de Beneficio "San Juan de Chorunga"	Afirmada	125	2h 10 min
TOTAL			1,010	14 h 10 min

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 66

Ubicación Mina San Juan de chorunga, distrito de San Juan en la provincia de Condesuyos



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Orex

Topografía y drenaje

La mina está situada en la unidad geomorfológica "Meseta Costanera". Con algunas elevaciones menores entre 1.200 y 2.400 metros sobre el nivel del mar, el terreno de esta unidad acaba inclinándose hasta convertirse en una altiplanicie. Fueron cortados por barrancos escarpados al este por el arroyo seco Chorunga y al oeste por el río Ocoa, y discurren paralelos a la mina desde la costa.

Debido a un valle poco profundo y de fuerte pendiente que desciende en dirección SE, la topografía del emplazamiento minero es moderadamente accidentado.

En los estratos intrusivo y sedimentario, respectivamente, el drenaje de la región es principalmente de tipo dendrítico a subparalelo. Presenta las mismas características de valles y arroyos, pero el valle es más largo y está interrumpido por cañones que las aguas han abierto en la roca que sustenta las montañas. A nivel regional, las aguas de los ríos y arroyos confluyen en el río Ocoña.

Figura 64

Asentamiento Minero San Juan de chorunga



Fuente: Departamento de Medio Ambiente C.I.A. Minera Orex

Meseta costanera: La Forma los flancos de la Cordillera de los Andes y es un componente de la llanura costera. Presenta una superficie baja y ondulada con una suave pendiente hacia el suroeste y una fuerte elevación hacia el noreste. Litológicamente, la acumulación terciario-cuaternaria de depósitos continentales y marinos es lo que dio origen a la llanura de la Carabela.

Figura 65

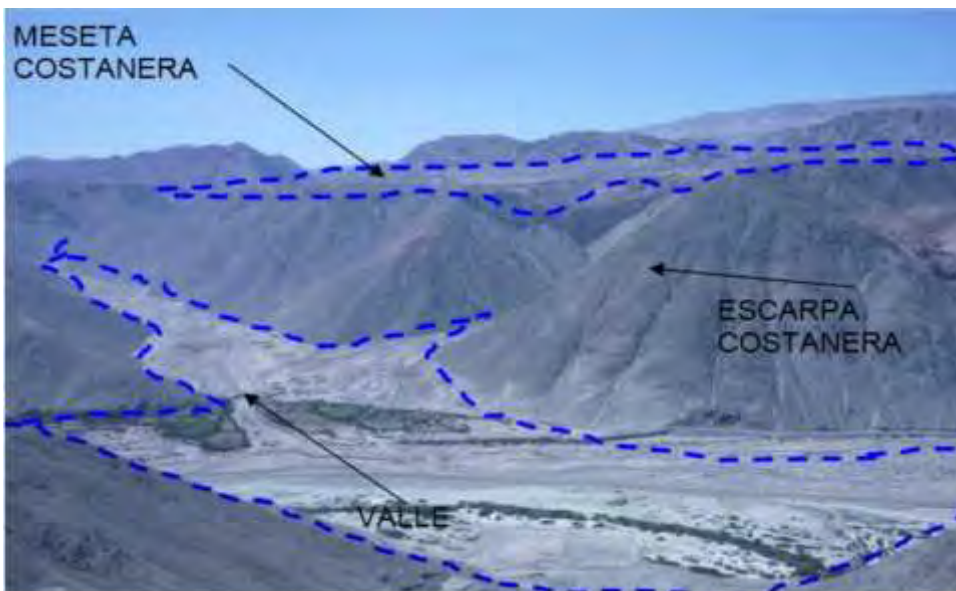
Vista panorámica al sur-oeste meseta costanera. Mirando al este quebrada Esbilla, unidades geomorfológicas



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Orex

Figura 66

Mirando al este quebrada Esbilla, unidades geomorfológicas



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Orex

Aspecto geológico

Geología general: El yacimiento aurífero de San Juan de Chorunga es un ejemplo de yacimiento típico del batolito costero metalotita. Está formado por vetas de cuarzo con sulfuros de pirita diseminados, que se encuentran en cuarzo monzonítico (unidad linga) e intrusivo granodiorítico (unidad tiabaya). El tamaño de las vetas de cuarzo oscila entre unos pocos centímetros y casi dos metros.

Geología regional: Las rocas metamórficas, sedimentarias y volcano-sedimentarias que componen la geología de la región abarcan desde el Precámbrico hasta el Cuaternario más reciente.

Complejo basal (pe-gn): Algunas de las rocas metamórficas que componen esta estructura son gneis, granitos potásicos, diques de composición básica a intermedia y pequeñas masas tabulares de pegmatitas graníticas.

El tono principal de los gneises es gris oscuro con franjas claras y oscuras, y su composición es granítica. cuyo espesor oscila entre 0,6 y 2,1 cm.

En las actuales, están formadas por ortoclasa, que constituye el 17% y el 21% de ellas, y plagioclasa, que constituye el 11%. La biotita y otros ferromagnesianos, como la muscovita, la clorita, la sericita, la esfena y el circón, también contribuyen a las bandas oscuras a negras.

Edad y Correlación: Las rocas precámbricas están representadas por el complejo basal de la costa, que ha sido sometido a datación radiométrica mediante el método Rb/S y ha arrojado edades comprendidas entre 600 y 2000 m.a. Los cuadrángulos de Atico, Ocoña, Camaná y La Yesera incluyen afloramientos similares.

Rocas intrusivas volcánicas

Las rocas volcánicas se clasifican en función de su nivel de emplazamiento y su cronología.

Complejo Bella Unión (Kms-bu)

En el lado occidental del batolito costero, Siguiendo el patrón estructural andino, hay una serie de pequeños cuerpos con composiciones andesíticas a dacíticas y afloramientos discontinuos. Otra serie de pequeños intrusivos similares que penetran y modifican las rocas del complejo de base afloran a ambos lados del río Ocoña. Su composición, como se aprecia en su petrografía, oscila entre la andesita afanítica y la dacita porfídica, con predominio de la primera. El cuarzo se encuentra más raramente en cristales euhedrales en las dacitas que la plagioclasa. En sus interacciones con rocas metamórficas e intrusivas, estos cuerpos hipabisales han creado zonas mineralizadas. de la margen derecha del río Ocoña. Estas rocas contribuyen a la mineralización en la orilla izquierda. Se ha datado entre el Cretácico Medio y el Cretácico Superior porque Rocas del batolito costero (Cretácico superior a Terciario inferior), que son rocas intrusivas, han penetrado en este cuerpo hipabisal.

Rocas Intrusivas Plutónicas

- **Batolito de la costa**

El batolito costero se situó a lo largo de la ruta de importantes zonas de fallas y fracturas a lo largo de los límites de las placas continental y marina de Sudamérica. Tiene forma alargada y es paralelo y cercano a la costa. Los cinco segmentos que componen el Batolito de la Costa son Piura, Trujillo, Lima, Arequipa y Toquepala. Cinco superunidades conforman el segmento Arequipa en total: Patap, Pampahuasi, Linga, Incahuasi y Tiabaya. Dioritas, granodioritas,

monzonitas y tonalitas componen el batolito costero; rocas hipabisales más jóvenes de origen subvolcánico también fueron intruidas en estos cuerpos en forma de diques y diminutas apófisis.

- **Súper unidad Linga (ks-gd/mz-li)**

Las granodioritas y monzonitas visibles en la orilla izquierda del río Chorunga han sido identificadas como las rocas constituyentes de la superunidad. Presentan una gama de elementos ferromagnesianos, en particular biotita y hornblenda, en cantidades elevadas, y son de grano medio a grueso y de color gris a gris claro.

- **Súper Unidad Incahuasi (Ks-gd/to-in)**

Tonalitas, granodioritas y dioritas constituyen la mayor parte de la composición litológica de la superunidad. En roca fresca, la granodiorita suele presentar una forma homogénea y un tono gris claro. Sin embargo, en algunas localizaciones incluye xenolitos de microdiorita de 1,5 a 6 cm de diámetro. La diorita es una roca gris con granos de tamaño medio y cristales anhedrales bien formados. Determinaron la edad de esta superunidad en 95 MA basándose en estudios radiométricos con la técnica K-Ar, lo que corresponde al Cretácico Superior.

- **Intrusivos menores (Tms-An)**

Hay varios intrusivos menores, como diques y pequeños stocks, de carácter subvolcánico y fecha más reciente a partir de las masas plutónicas ya mencionadas. Se muestran la mayoría de los intrusivos, cuyo tamaño oscila entre algunos decímetros y decenas de metros de anchura y cuya longitud oscila entre algunos metros y kilómetros.

Estos diques se clasifican como andesitas, dacitas, granodioritas y microdioritas y suelen estar conectados con los supercomplejos Tiabaya e Incahuasi. Son típicamente de grano fino y de color oscuro a negro. Dado que estas rocas cortan el Grupo Tacaza, su edad de intrusión es del Terciario medio a superior.

- **Formación San José (Ti-sj)**

Victor Pecho G. (1983) en la sección superior de la secuencia de areniscas, lutitas y arcillas finamente estratificadas, estudió los niveles intercalados de conglomerados y capas de evaporita.

Los afloramientos residuales que componen esta unidad se localizan entre los 1000 y 2000 metros sobre el nivel del mar. Las laderas de San José, Fortuna, Cruz Blanca, etc. presentan las exposiciones más extensas.

Aproximadamente 260 metros de espesor, con estratos fangosos y torrenciales cerca de la base. La porción inferior de la secuencia se compone de areniscas, lutitas y arcillas finamente estratificadas, intercaladas con capas de conglomerado y surcadas por vetas de yeso.

- **Formación Caravelí (Ti-cv)**

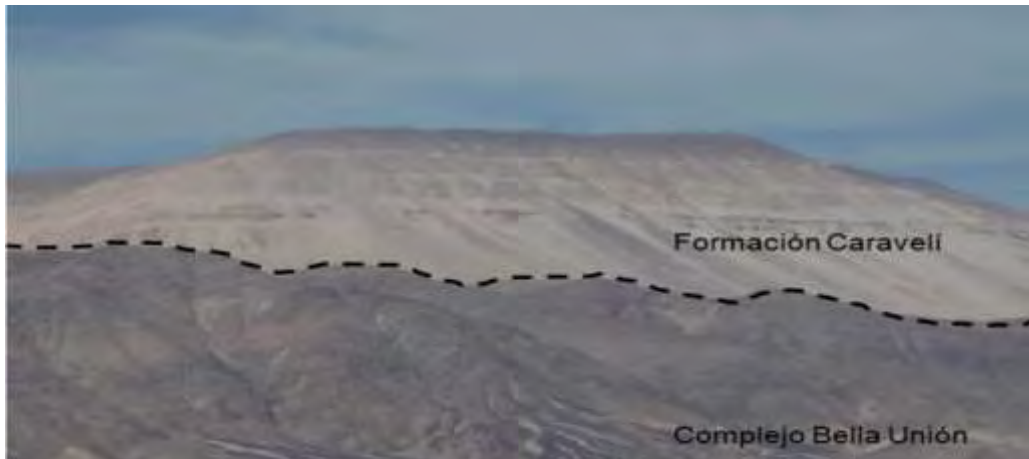
Estos depósitos son de origen molásico y representan acumulaciones de piedemonte como resultado de un fuerte ciclo erosivo ocurrido tras el levantamiento local. La parte más completa, que tiene un espesor de casi 700 m y descansa en discordancia angular con los depósitos de la formación San José, aflora en los acantilados verticales del Cerro Cuno Cuno. Tres miembros son identificables a nivel regional. El componente intermedio está formado por clastos bien estratificados y compactos, mientras que los miembros superior e inferior están ambos compuestos en su mayor parte por secuencias de conglomerados gruesos que se desmenuzan fácilmente.

- **Miembro cuno cuno**

Presenta una buena estratificación y está compuesta por limolitas de textura tobácea, areniscas de grano fino y fangolitas finamente estratificadas. Junto con arenas verdes que incluyen glauconita y cemento calcáreo, también contiene finas capas de cenizas volcánicas bien compactadas.

Figura 67

Mirando al sur cerro Cuno Cuno de Formación Caravelí



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Ores

- **Formación Paracas (Ti-pa)**

En la Faja Costanera del departamento de Ica, Petersen G. (1947) investigó esta formación bajo esta denominación.

Los cerros Infiernillo y Cuno Cuno de la región incluyen afloramientos de la Formación Paracas. De acuerdo a su litología, está compuesta por cemento calcáreo, areniscas de grano grueso a conglomerático, interestratificada con calcarenitas, margas, areniscas tobáceas, areniscas arcillosas, arcillas tobáceas, etc. La tonalidad de esta formación va del gris claro al gris blanquecino en la parte superior y del blanco al blanco amarillento en la zona inferior. Existe una clara discrepancia erosiva entre la Formación Carabela y la Formación Paracas. Con un espesor de 350 metros, el cerro Cuno Cuno tiene la capa más gruesa.

Geología local

- **GNEIS (PE-gn)**

Está muy extendido a lo largo del río Ocoa y es el constituyente más prevalente del. Los gneises tienen características graníticas. Los estudios han demostrado que se componen de 15 a 21% de ortosa y 11% de plagioclasa. Suelen ser de color oscuro con bandas claras de unos 0,5 a 0,3 cm de espesor.

- **Rocas intrusivas**

Granodiorita (Ks-gd/to-in): esparcidos por el área de investigación. Cuando son nuevas, tienen una superficie de color gris claro a blanquecino, y cuando están meteorizadas, tienen una superficie grisácea. En algunos lugares, se descubren granodioritas dentro de xenolitos de diorita.

Figura 68

Vista de Granodiorita



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Ores

- **Geología estructural**

Las fallas de Iquipi y Choclón son los dos elementos estructurales más destacados de la zona. La primera es una falla de cizalla con un rumbo general de S68oW y un buzamiento de 88° hacia el norte; la segunda es una falla normal con un rumbo de S83oW y un buzamiento de 62° que corre al sur de la quebrada Chorunga y rodea el extremo sur de la intrusión. La granodiorita está intruida por diques andesíticos con dirección E-O, que presentan fracturas perpendiculares N-S.

Zona fallada

La falla del Choclón, que presenta sistemas de fracturas de dirección NO-SE con variaciones N80oW y N75oW y buzamientos verticales seguidos de zonas de cizalla, es el rasgo estructural más significativo de la zona. Los cortes de los arroyos y de las carreteras son buenos ejemplos de este sistema de fracturas; están muy espaciados y se complementan con sistemas de fracturas adicionales que se desarrollan en una orientación casi perpendicular. El conducto y localización del sistema de emplazamiento de vetas NW-SE en la región de investigación sería la falla masiva de Choclón.

Figura 69

Falla Choclón mirando al Este, cortando rocas volcánicas.



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Ores

- **Geología económica**

La zona aurífera Nazca-Ocoña del Batolito Costero presenta numerosos yacimientos vetiformes de una familia de

- (Las minas incluyen Cobrepampa, Purisima, Machainiyoc, y otras) Cuarzo-calcopirita.
- Cuarzo aurífero, pirita y calcopirita (Minas Capitana, Chapara, Ishihuinca, San Juan, Chalhuane, Alpacay, Arrirahua y otras).

Los minerales sulfurosos de la región contienen oro, en parte libre y en parte mezclado con pirita de hierro. Este oro no puede amalgamarse con equipos de amalgamación directa.

Mientras que Los minerales más finos se disuelven en polvo blanco como resultado de la acción oxidante de la atmósfera, pero los minerales oxidados que cubren toda la superficie de las vetas y penetran en la parte superior de la colina son extremadamente duros y tenaces.

En un sistema, las estructuras tienen un rumbo N 25° y un buzamiento de 68° NE hacia la vertical; en el otro, tienen un rumbo N 20° y un buzamiento de 65° SO hacia la vertical. La región media de los Clavos, o donde se enlazan los bucles simloides, presenta mineralización de tipo rosario con potencias que van de 5 cm a 2,5 a 5 m. Las leyes oscilan entre 10 gr/tn y 400 gr/tn, superando a menudo las 7 ó 15 oz/tn (esto es cierto en los Ojos Famosos).

Las dos vetas principales del yacimiento, Veta San Juan y Veta Mercedes, son las más profundas del país (1.000 m), con longitudes que oscilan entre 1.500 y 3.000 metros y mucho potencial por debajo del nivel del valle. Durante el análisis actual se han identificado 35 estructuras con las mismas propiedades.

Análisis Geológico Estructural de las Vetas San Juan y Mercedes

El yacimiento comienza con la veta Mercedes y le sigue la veta San Juan, cabe destacar. San Juan se explota hasta el nivel 470, mientras que Mercedes se explota hasta el nivel 435 en los niveles más profundos de la unidad minera. Actualmente, ambas vetas trabajan juntas para producir 1400 onzas al mes, es decir, el 75% de la producción mensual total.

- **Presencia del oro en vetas auríferas**

Según las investigaciones realizadas por el ingeniero Luis de Montreuil en 1979, se realizaron pruebas en piezas de muestra de mineral pulidas y en un segmento delgado de roca, donde descubrió lo siguiente:

1. Además del oro nativo, el electrum es otro tipo de oro que puede encontrarse.
2. Cuanta más pirita haya, más oro habrá, porque tanto las zonas fracturadas como la mineralización aurífera de mayor espesor dan lugar a pirita, que tiene una correlación positiva con el contenido de oro.
 - a. El electrum nativo se encuentra como inclusiones en la pirita, bajo formas alargadas y globulares, con un diámetro que oscila entre 0,5 y 120 micras.
 - b. El electrum se compone de microvejigas de hasta 240 micras de longitud y 0,5-25 micras de anchura.
 - c. Los granos de pirita en contacto con los granos de electrum miden 60 micras de largo y de 0,5 a 15 micras de ancho.
 - d. Electrum como inclusiones globulares y anhedrales en galena y calcopirita; en este caso, las microfisuras de pirita están siendo rellenadas con sulfuros y electrum; el diámetro de las

inclusiones minerales de oro en galena puede alcanzar las 120 micras, mientras que el de la calcopirita puede llegar hasta las 100 micras.

e. El cuarzo que está más cerca de la pirita contiene electrum e inclusiones de oro libre que tienen un tamaño inferior a 150 micras.

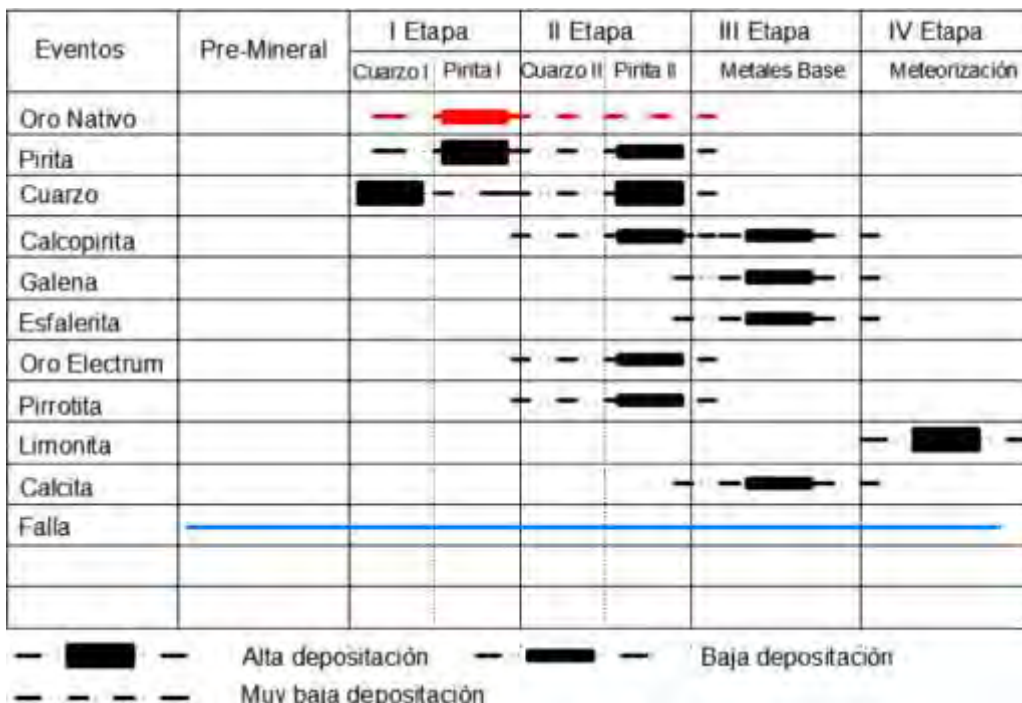
f. Gramos de oro nativo y electrum menores de 60 micras que se encuentran en contacto con el cuarzo y la pirita.

- **Paragénesis y eventos de mineralización**

El orden cronológico se refiere a la relación entre los minerales y un determinado periodo de tiempo. Si las condiciones cambian a lo largo del tiempo, un mineral puede formarse inicialmente como un derivado de otro mineral antes de cristalizar finalmente como un tercer mineral.

Figura 70

Secuencia paragenética Yacimiento San Juan de Chorunga



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Ores

- **Zoneamiento**

Debido a que en la mina no se realizan estudios químicos para metales adicionales, no se pueden utilizar secciones contorneadas ni cocientes de metales (por ejemplo) para evaluar la zonificación en la unidad minera San Juan.

La zonificación en yacimientos minerales se define como ("cualquier patrón regular en la distribución de minerales o elementos en el espacio") (Kutina, Park y Smirnov, 1965). Los términos "zonificación" y "cambios mineralógicos" y "distribución espacial de los minerales en las vetas" se utilizan indistintamente.

El yacimiento puede dividirse en tres zonas distintas: la zona superficial, a unos 100 metros de profundidad (profundidad de oxidación), contiene minerales supergénicos como hematites, limonita, siderita, yeso y calcita; la importante zona intermedia, a unos 500 metros de profundidad, contiene minerales que contienen oro, como cuarzo, pirita y galena; y la zona profunda, contiene minerales básicos como pirrotita, galena y calcopía.

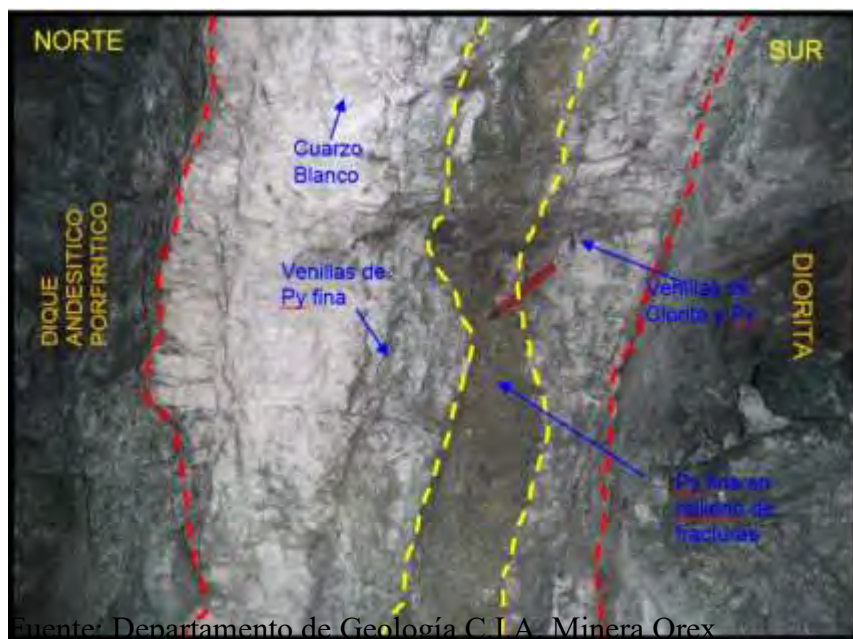
Tipo y génesis del yacimiento

El yacimiento, que puede identificarse por su morfología como un yacimiento de vetas fisurales, es el resultado de la consolidación posterior del magma, que fue provocada por la actividad hidrotermal de alcance mesotermal, como implican las condiciones geoquímicas potenciales de la Formación y el alcance de la alteración hipógena.

Debido a que los minerales proceden de ríos crecientes, es hipógena. Dado que la roca de recubrimiento se originó antes que las estructuras mineralizadas, es epigenética.

Figura 71

Veta mercedes este split sur. Cx 9230S nivel 520



Control de minerales de alteración

La tonalita provoca silicificación, piritización, alteración potásica y otros cambios en las cajas. La andesita puede silicificarse o transformarse en clorita cuando coexiste con andesita en la roca huésped o en la roca de caja. Además, descubrimos un cambio relacionado con la veta y una leve seritización.

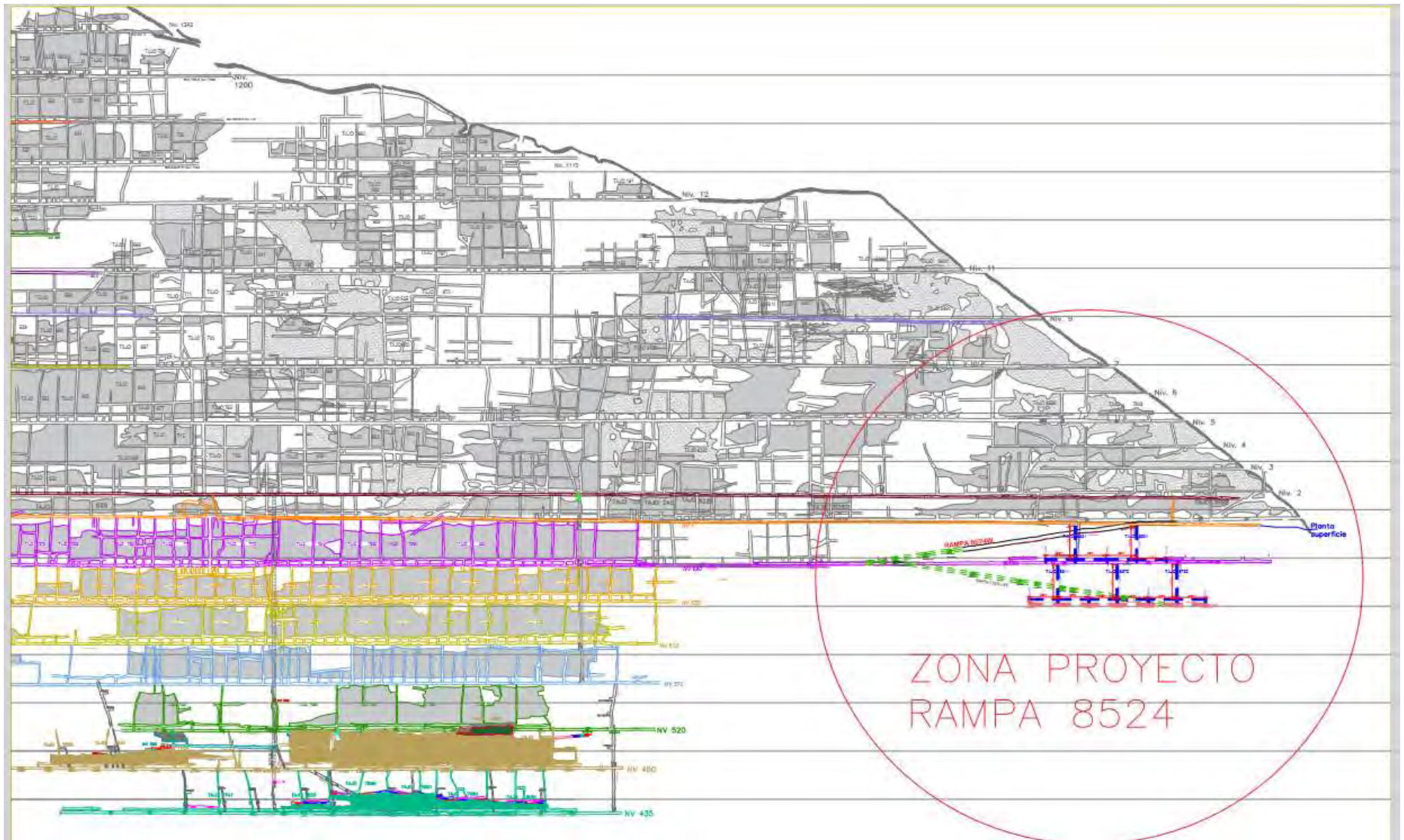
Según Pedro Hugo Tumialán, "no hay mineralización de oro cuando la roca está muy propilitizada; sin embargo, hay oro cuando la roca está ligera a moderadamente propilitizada."

Veta Mercedes

La veta Mercedes se ubica En la orilla izquierda del arroyo Chorunga, en la sección SW-E del yacimiento, La veta de mayor ley de la concesión minera tiene un azimut medio de $N121^{\circ}E$ y un buzamiento de $83^{\circ}S$.

Figura 72

Plano general veta mercedes (vista perfil)



Fuente: planeamiento C.I.A minera orex

Dimensiones veta mercedes

Su afloramiento superficial es de 2900 metros, de los cuales la mina ha creado distancias horizontales máximas de 1500 metros y mínimas de 490 metros a lo largo de sus 17 niveles.

Desde el nivel 435 hasta un afloramiento a 1200 msnm y una altura de 765 metros, hay continuidad vertical.

- **Operación mina**

Las operaciones de Veta Mercedes es la más importante de la empresa Minera Ores SAC; su contribución a la producción asciende a 40 Tm/día con una ley de 22 grAu/Tm, es decir, el 40% de la producción de la mina.

Cada 40 metros se construyeron los niveles de extracción; el nivel final se realizó a 50 metros. Se prepararon chimeneas centrales cada 60 metros y dos caminos laterales cada 60 metros. La limpieza se realizó con cabrestantes de 15 caballos en la caja donde se extrae la locomotora y que conduce a la elevación del pozo principal. (7801-300m Pique) –

Controles de mineralización

a) Control estructural la veta Mercedes es un componente de un típico sistema de asa sigmoide; ésta ha sido regulada por movimientos distensivos de tipo sinistral. De forma similar, se han desarrollado numerosas vetillas de tipo riedel como resultado del continuo movimiento de las venas principales con respecto a las vetas tensionales.

Es crucial señalar que tanto la vena como los diques forman bucles sigmoidales, uno horizontal y otro vertical.

La potencia y la ley de la veta aumentan en los sectores en los que el buzamiento es más pronunciado. Además, como la veta es sinistral, gana más contenido de oro cuando cambia su ruta o se inflexiona hacia el sur.

b) Control litológico

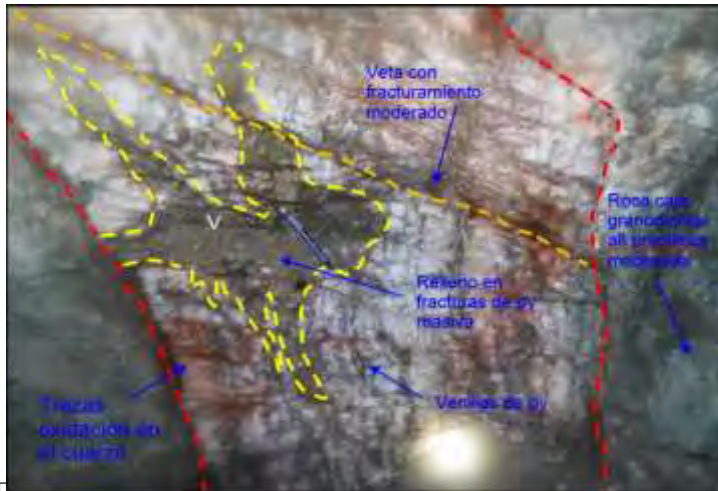
Sólo el lado este de la veta Mercedes incluye diques andesíticos y monzoníticos; el lado oeste está cubierto por un intrusivo con fractura de leve a moderada. El lecho rocoso intrusivo de los bucles sigmoideos, que se encuentran principalmente al norte, presenta alguna fractura menor.

c) Control mineralógico

La veta contiene los minerales típicos de la zona económica: cuarzo blanco, cuarzo gris, pirita finamente dispersa, calcopirita y cuarzo. Pero el hecho de que la pirita haya cristalizado en la veta y las cajas sugiere que algo ocurrió antes de la zona de mineralización, lo que hace que su explotación sea menos rentable.

Figura 73

Veta Mercedes Split Norte mirando al este nivel 610 Cx 7554N



Fuente: Departamento de Geología C.I.A. Minera Orea

d) Control de minerales de alteración

Tanto la granodiorita como la andesita presentan alteración en la veta Mercedes, mostrando una propilitización Seritización leve a moderada, también moderada.

Vena de cuarzo con pirita (Seritización por silicificación).

(Cuarzo, pirita y sericita) pirólisis de una nueva roca.

Control de calidad

En la industria minera del oro, la geología minera se inspecciona estrictamente para garantizar el control de la ley del mineral y la anchura de extracción.

- Trazado de malla
- Paralelismo en la perforación
- Voladura (concentración de carga o Control de dilución de mineral)
- Selección de bancos (pallaqueo y lavado o muestreo y controles de leyes)
- Recuperación de finos
- Identificación de balancines

Control de la dilución del mineral

Esta dilución puede ser dos tipos: la dilución de producción y la dilución estructural.

- La dilución de producción es debido a procesos operacionales, en vetas angostas con potencias de 0.06 a 0.20m., se mezcla el mineral con el estéril debido al ancho de minado que es de 0.30m.

- La dilución estructural es debido a: los contactos irregulares entre estéril y mineral, presencia de falsas cajas (la roca que se desprende contamina la labor).

Minería

- **Planeamiento**

Se calcula que en la mina de oro de San Juan de Chorunga se producen 120 toneladas de oro al día. Se utilizan cabrestantes para la extracción, que se realiza en un pozo inclinado por el que también se transportan materiales y suministros. A continuación, las locomotoras transportan estos materiales a las instalaciones de tratamiento.

Las granodioritas constituyen la mayor parte de las rocas huésped. La veta San Juan, la veta Mercedes y la veta Yesica son las tres zonas productoras que componen la mina. Tras el

primer corte de la aproximación anterior se deja un puente de unos 3 metros de longitud, en los niveles principales se construyeron galerías de extracción para los pozos superiores. Las chimeneas daban acceso tanto a los tajos como a los subniveles.

El relleno que se emplea es el detrítico para los tajos mediante chimeneas por niveles superiores, la longitud estándar de los tajos es de 60 metros, teniendo una chimenea central a los 30 metros que sirve como servicio para el relleno detrítico y tanto como entrada de elementos de sostenimiento y otros servicios que requiere el tajo.

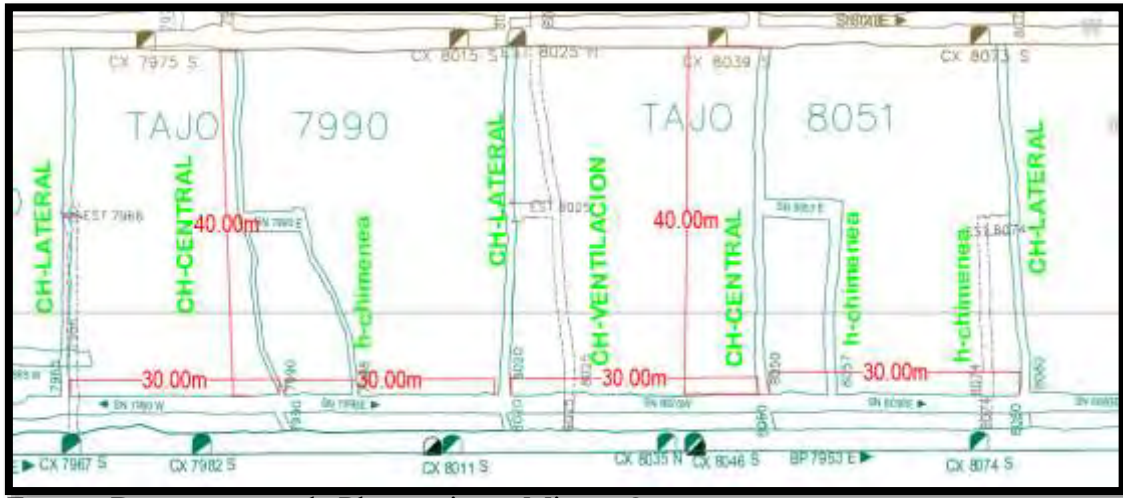
La configuración de la preparación de tajos esta ejecutada por BY PASSES de sección de 2.10x2.40m que son paralelos al comportamiento de la veta, estos BY PASSES van distanciados aproximadamente de unos 20 metros de la veta.

Los cruceros que comienzan en los BY PASSES tienen sección de 2.10 x2.40m y tienen el Objetivo de interceptar las vetas de manera perpendicular para una mejor explotación de dicho cuerpo mineralizado.

Las chimeneas de ventilación tienen un estándar de sección de 1.20x2.40m y se ejecuta en zonas de roca estéril con sostenimiento de cribenes por el tipo de roca que se encuentra en dichas profundidades de la mina.

Figura 74

Configuración de la preparación de tajos- zona mercedes (vista perfil)



Fuente: Departamento de Planeamiento-Minera Ores

Geomecánica

Cuando se excava un macizo rocoso, las condiciones de equilibrio y las tensiones originales se modifican de tal manera que las nuevas tensiones podrían ser más fuertes que el material, provocando fenómenos como la deformación irreversible o el derrumbamiento de las paredes de la excavación.

Según la idea de estabilidad de un túnel, la excavación debe mantener su forma y dimensiones y seguir siendo completamente funcional durante un tiempo predeterminado. Cuando el perímetro de la excavación (con o sin apoyo) está sujeto a desplazamientos inferiores a los permitidos por razones técnicas, económicas o de seguridad a lo largo de su funcionamiento, se considera que la excavación es estable.

La definición de inestabilidad varía en función de la finalidad de la excavación; por ejemplo, en algunos frentes de mina, es aceptable que haya una inestabilidad total al cabo de un tiempo, mientras que, en túneles o centrales hidroeléctricas, incluso una pequeña inestabilidad es crucial.

El comportamiento del entorno en el que se realiza una excavación afecta a su inestabilidad, de ahí que si una excavación se realiza en:

- Para niveles de tensión muy elevados, un medio elástico sólo presenta deformaciones elásticas masivas.

- Para niveles de tensión relativamente bajos, un medio elástico-plástico (perfecto o con reblandecimiento, pueden desarrollarse deformaciones bastante masivas e irreversibles).

- Los bloques pueden deslizarse y separarse en un medio figurado.

A excepción de algunas regiones o secciones que están cubiertas por material.

Metalurgia

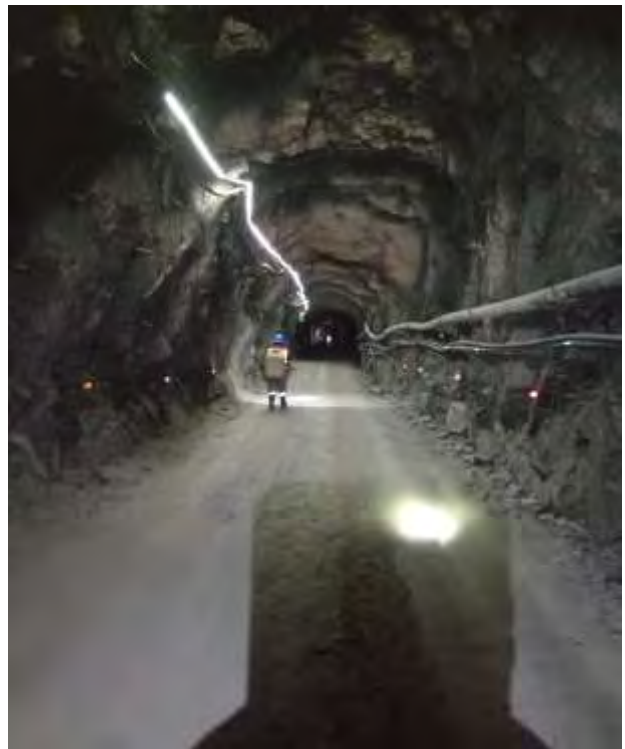
- **Descripción de la planta de beneficio**

La planta de beneficio “San Juan de Chorunga” cuenta con autorización de funcionamiento a la capacidad ampliada de 750 TM/día, otorgada según Resolución Directoral N° 026-2001-EM/DGM.

La planta de beneficio procesa relaves de minerales oxidados y minerales sulfurados, ambos con presencia de valores auríferos como oro libre incrustado en el cuarzo y como exclusión en la pirita, en dos (02) circuitos definidos: Circuito N° 1 de óxidos y circuito N° 2 de sulfuros. Cabe precisar que el titular de actividad minera tiene identificado los procesos como planta de óxidos y planta de sulfuros respectivamente.

El mineral procesado en el circuito N° 2 de sulfuros, es extraído de la mina Mercedes Nv 0, 150 y mina Esperanza Nv 01, los cuales son transportados en volquetes de 30 TM de capacidad y descargados en la tolva de gruesos N° 1A de 500 TM de capacidad.

Fotografías Rampa 8524 (bocamina, rampa principal, cámaras de carguío)



Fuente: fotografías propias

