

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**"Preparación general de la estructura Santa Rita para
explotar recursos auríferos en la Empresa Minera San
Luis II S.A. 2025"**

Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
Bach. Ricardo Mike QUISPE QUISPE

ASESOR:
Msc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

A dios, que siempre está en los buenos y malos momentos, guiándome por el buen camino. Con eterna gratitud a mis padres: Ricardo Quispe Huayta, Guillermina Quispe Toledo por el apoyo incondicional que me dieron a lo largo de mi desarrollo personal y profesional, por enseñarme hacer las cosas correctas y esforzarme para mi camino al éxito.

AGRADECIMIENTOS

Mi agradecimiento eterno a la EMPRESA MINERA SAN LUIS II S.A, quiénes me dieron la oportunidad de desarrollar este trabajo de investigación y realizar las pruebas necesarias para la ejecución de esta tesis. De igual manera mis agradecimientos a los Docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por sus sabias enseñanzas, a los supervisores de este asiento minero, quienes con su apoyo y aporte de sus experiencias lograron ampliar más mis conocimientos en mi vida profesional.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tuvo como objetivo general determinar la preparación general de la estructura Santa Rita para permitir la explotación económica de los recursos auríferos en la Empresa Minera San Luis II S.A. durante el periodo 2025. Metodológicamente, la investigación es de tipo básica, con un nivel descriptivo y un diseño metodológico no experimental y transversal. La muestra del estudio estuvo conformada por el diseño del block de minado en dicha estructura. Mediante la aplicación de la metodología de selección de Nicholas, se determinó que el método de explotación más adecuado es el corte y relleno ascendente aplicando la técnica del circado, lo cual responde directamente a la potencia promedio reducida de 0.20 m de la veta.

Los resultados de la caracterización geomecánica, realizados en la Galería 2235, indicaron que el macizo rocoso presenta una calidad de Roca Buena con un índice RMR de 63 y una familia predominante de discontinuidades J1 (Dip: 73°, Dip Dir: 205°), el diseño de las labores delimitó un block de minado que garantiza una recuperación de las reservas geológicas del 95 %. Asimismo, se estableció una producción mínima constante de 13 TM/día mediante la operación de dos tajos paralelos, con un Índice de Labores de Preparación (ILP) de 245.83 m/1000TM y una ley de corte operativa de 1.068 g/TM.

En el ámbito económico, la evaluación del proyecto bajo un escenario de apalancamiento financiero del 70 % demostró una alta viabilidad. Los indicadores arrojaron un Valor Actual Neto (VAN) Financiero de \$2,589,526.58, una Tasa Interna de Retorno (TIR) Financiera de 1066 %, un índice Beneficio/Costo de 33.98 y un Periodo de Recuperación de la Inversión (PRI) de 1.12 meses. Se concluye que el diseño operativo propuesto garantiza la extracción rentable del recurso, comprobándose mediante el análisis de sensibilidad que el precio internacional del oro constituye la variable de mayor impacto en los márgenes de ganancia.

Palabras clave: Preparación general, explotación aurífera, corte y relleno ascendente, circado, RMR, evaluación financiera, vetas angostas.

ABSTRACT

The general objective of this research work was to design the general preparation of the Santa Rita structure to allow the technical and economic exploitation of gold resources at the Empresa Minera San Luis II S.A. during the 2025 period. Methodologically, the research is of a basic type, with a descriptive level and a non-experimental and cross-sectional methodological design. The study sample consisted of the mining block design in said structure. Through the application of the Nicholas selection methodology, it was determined that the most suitable mining method is overhand cut-and-fill using the resuing technique, which responds directly to the reduced average width of 0.20 m of the vein.

The results of the geomechanical characterization, carried out in Gallery 2235, indicated that the rock mass presents a regular quality with an RMR index of 63 and a predominant joint set J1 (Dip: 73°, Dip Dir: 205°). The design of the workings delineated a mining block that guarantees a 95% recovery of the geological reserves. Likewise, a constant minimum production of 13 MT/day was established through the operation of two parallel stopes, with a Preparation Work Index (ILP) of 245.83 m/1000MT and an operational cut-off grade of 1.068 g/MT.

In the economic field, the project's evaluation under a 70% financial leverage scenario demonstrated high viability. The indicators yielded a Financial Net Present Value (NPV) of \$2,589,526.58, a Financial Internal Rate of Return (IRR) of 1066%, a Benefit/Cost ratio of 33.98, and an Investment Payback Period (PRI) of 1.12 months. It is concluded that the proposed operational design guarantees the profitable extraction of the resource, verifying through the sensitivity analysis that the international gold price constitutes the variable with the greatest impact on profit margins.

Keywords: Preparation general, gold exploitation, overhand cut-and-fill, resuing, RMR, financial evaluation, narrow veins.

INDICE GENERAL

CAPÍTULO I: ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN	17
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	17
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	18
1.2.1. PROBLEMA GENERAL.....	18
1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS	18
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	18
1.3.1. OBJETIVO GENERAL.....	18
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	18
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	19
1.5. ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN	19
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	19
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	20
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	20
2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES.....	20
2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES.....	20
2.2. GENERALIDADES DE LA EMPRESA MINERA.....	22
2.2.1. Ubicación y Accesibilidad.	22
2.2.1.1. Ubicación.....	22
2.2.1.2. Accesibilidad.	22
2.2.2. Concesiones Mineras y Titularidad.....	23
2.2.3. Reseña Histórica de la Estructura Santa Rita.....	23
2.2.4. Misión y Visión Empresarial.....	24
2.3. GEOLOGÍA DEL PROYECTO	24
2.3.1. GEOLOGÍA REGIONAL.	24
2.3.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	25
2.3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL.....	27
2.3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA: MINERALIZACIÓN AURÍFERA.....	29
2.3.5. GEOMETRÍA DEL DEPÓSITO.....	30
2.4. BASES TEÓRICAS DE GEOMECAÁNICA.....	31
2.4.1. El Macizo Rocos y sus Componentes	31
2.4.2. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	33
2.4.2.1. Clasificación Geomecánica RMR (Rock Mass Rating)	33
2.4.2.2. Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica).....	34
2.4.3. TEORÍA DEL SOSTENIMIENTO EN LABORES SUBTERRÁNEAS	35
2.5. ELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN MINERA	36

2.6.	PARAMETROS DE SELECCIÓN	37
2.7.	CLASIFICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE MINERÍA SUBTERRÁNEA.....	38
2.8.	MÉTODO DE SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN DE NICHOLAS.....	38
2.9.	CLASIFICACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES	39
2.10.	CIRCADO DE VETA EN EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	41
2.11.	DELIMITACIÓN DEL TAJO DE EXPLOTACIÓN	41
2.12.	LABOREOS MINEROS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA	41
2.13.	ETAPAS DE UN PROYECTO DE INVERSIÓN MINERA.....	43
2.13.1.	FASE DE PREINVERSIÓN	43
2.13.2.	FASE DE INVERSIÓN.....	44
2.13.3.	FASE DE CIERRE DE MINA.....	45
2.13.4.	ESTÁNDARES DE REPORTE INTERNACIONAL Y VIABILIDAD ECONÓMICA (NORMA NI 43-101)	45
2.13.4.1.	A. Capital and Operating Costs según el Item 21	46
2.13.4.2.	B. (Economic Analysis) Análisis de Sensibilidad y Viabilidad bajo el Item 22	46
2.13.4.3.	C. Justificación de Reservas Minerales y Ley de Corte	46
2.14.	FUNDAMENTOS DE LA INVERSIÓN TOTAL EN PROYECTOS MINEROS	47
2.14.1.	INVERSIÓN FIJA	47
2.14.2.	CAPITAL DE TRABAJO	47
2.14.3.	ESTRUCTURA DE COSTOS OPERATIVOS	47
2.14.4.	Project Budget (CAPEX).....	48
2.14.5.	Los costos operativos (Operating Costs u OPEX)	48
2.14.5.1.	Costo Fijo (CF):	48
2.14.5.2.	Costo Variable (CV):.....	48
2.15.	EVALUACIÓN ECONÓMICA Y FINANCIERA	49
2.15.1.	LEY DE CORTE (CUT-OFF TÉCNICO-ECONÓMICO).....	49
2.15.2.	PUNTO DE EQUILIBRIO FINANCIERO (Q).....	49
2.15.3.	FLUJO DE CAJA ECONÓMICO VS. FINANCIERO	50
2.15.4.	INDICADORES DE RENTABILIDAD	50
2.16.	ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD Y RIESGO	50
2.17.	HIPOTESIS.....	50
2.17.1.	HIPOTESIS GENERAL	50
2.17.2.	HIPOTESIS ESPECIFICA	50

2.18.	VARIABLES E INDICADORES	51
2.18.1.	VARIABLES INDEPENDIENTES	51
2.18.2.	VARIABLES DEPENDIENTE	51
2.19.	OPERACIONALIZACION DE VARIABLES	52
CAPÍTULO III: METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....		53
3.1.	MARCO METODOLÓGICO.....	53
3.1.1.	TIPO DE INVESTIGACION	53
3.1.2.	NIVEL DE INVESTIGACION -ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN	53
3.1.3.	DISEÑO METODOLOGICO	53
3.1.4.	POBLACIÓN	53
3.1.5.	MUESTRA.....	53
3.2.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	53
3.2.1.	Técnicas de recolección de datos.....	53
3.2.2.	Instrumentos de recolección de datos	54
3.3.	DESARROLLO DE LA TESIS.....	55
3.3.1.	GEOMETRIA DEL CUERPO MINERALIZADO	55
3.3.1.1.	MODELO GEOLOGICO	55
3.3.2.	ESTIMACION DE RECURSOS Y RESERVAS	56
3.3.2.1.	ESTIMACION DE RECURSOS:.....	56
3.3.2.2.	ESTIMACION DE RESERVAS:.....	57
3.3.3.	MODELO GEOMECANICO.....	57
3.3.3.1.	CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	57
3.3.3.2.	REPRESENTACIÓN ESTEREOGRÁFICA DE LAS DISCONTINUIDADES.....	58
3.3.3.3.	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL	60
3.3.3.4.	EVALUACION DEL RQD	62
3.3.3.5.	CARACTERIZACIÓN RMR	62
3.3.3.6.	CARTILLA GEOMECAÁNICA GSI DE LA EMPRESA.....	64
3.3.4.	SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO (METODOLOGÍA DE NICHOLAS).....	67
3.3.4.1.	PARÁMETROS DE ENTRADA (DATOS).....	67
3.3.4.2.	ELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO ADECUADO	68
3.3.4.3.	MÉTODO DE MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE ...	68
3.3.4.4.	CIRCADO DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA (VETA SANTA RITA)	69
3.3.5.	TIPOS DE LABORES MINERAS PARA LA ESTRUCTURA SANTA RITA	69

3.3.5.1.	ACCESO Y LABORES DE DESARROLLO.....	69
3.3.5.2.	LABORES DE DESARROLLO Y EXPLORACION (Galería y Cortadas)	70
3.3.5.3.	LABORES DE PREPARACIÓN.....	72
3.3.5.4.	LABORES DE EXPLOTACION / TAJEOS	79
3.3.6.	DIMENSIONES DEL BLOCK DE EXPLOTACIÓN	81
3.3.6.1.	Longitud del Block (L).....	81
3.3.6.2.	Altura del Block (H).....	82
3.3.6.3.	Ancho o Potencia del Block (P)	82
3.3.6.4.	Criterio de Eficiencia Tecnológica	82
3.3.6.5.	Cálculo de la Reserva Geológica de un Tajeo de Diseño- (RG) ..	83
3.3.6.6.	Cálculo de la Reserva Recuperable de un tajo (RR)	84
3.3.6.7.	RESTABLECIMIENTO DEL MACIZO ROCOSO	84
3.3.6.8.	Índice de labores de preparación I_{LP}	85
3.3.6.9.	producción obtenida por labores de preparación (P_{LP})	85
3.3.7.	CICLO DE MINADO GENERAL EN EL BLOCK DE EXPLOTACIÓN (TAJO)	86
3.3.7.1.	PERFORACIÓN	86
3.3.7.2.	VOLADURA.....	87
3.3.7.3.	VENTILACIÓN	88
3.3.7.4.	LIMPIEZA Y ACARREO	89
3.3.7.5.	SOSTENIMIENTO	90
3.3.8.	DESCRIPCIO DE EQUIPOS A UTILIZAR	92
3.3.8.1.	EQUIPOS DE PERFORACIÓN	92
3.3.8.2.	EQUIPOS DE VENTILACIÓN	93
3.3.8.3.	EQUIPOS DE COMPRESORAS	94
3.3.8.4.	EQUIPO DE ACARREO Y LIMPIEZA	95
3.3.8.5.	GENERADOR ELECTRICO	97
3.3.9.	DIESEÑO DE VENTILACION.....	98
3.3.10.	SERVICIOS AUXILIARES DEL PROYECTO	101
3.3.10.1.	CONSUMO DE AIRE COMPRIMIDO	101
3.3.10.2.	CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA.....	101
3.3.10.3.	CONSUMO DE AGUA.....	102
3.3.10.4.	CONSUMO DE INSUMOS (EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS) ..	102
3.3.11.	PLANEAMIENTO MINERO	103
3.3.12.	CONSIDERACIONES DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL	103

CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUCION	104
4.1. EVALUACION PRELIMINAR DEL PROYECTO	104
4.2. FORMULACION DEL PROYECTO MINERO	104
4.2.1. INVERSION INICIAL DEL PROYECTO MINERO	105
4.2.2. INVERION DE ACTIVOS FIJOS.....	105
4.2.2.1. INVERSION FIJA TANJIBLE:.....	105
4.2.2.2. INVERION DE ACTIVOS FIJOS INTANJIBLES	109
4.2.2.3. CÁLCULO DE LA CONTINGENCIA.....	110
4.2.2.4. INVERSIÓN DE CAPITAL DE TRABAJO.....	110
4.2.3. COSTO DE PRODUCCION	112
4.2.3.1. Costo Directo de Mina	112
4.2.3.2. Gastos Administrativos.....	112
4.2.3.3. Contingencias Operativas (Imprevistos).....	113
4.2.4. VALOR DEL MINERAL.....	113
4.2.5. LEY DE CORTE (CUT-OFF)	114
4.2.6. PUNTO DE EQUILIBRIO FINANCIERO	115
4.2.7. EVALUACION ECONOMICA Y FINACIERA	116
4.2.7.1. Evaluación Económica (Sin Financiamiento).....	116
4.2.7.2. Evaluación Financiera (Con Financiamiento 70/30)	117
4.2.8. ANALISIS DE SENSIBILIDAD	119
4.2.8.1. ANALISIS DE SENSIBILIDAD-VARIABLE PRECIO DEL ORO	119
4.2.8.2. ANALISIS DE SENSIBILIDAD-VARIABLE COSTO OPERATIVO	120
4.2.8.3. ANALISIS DE SENSIBILIDAD-VARIABLE INVERSION.....	120
4.2.8.4. DIAGRAMA DE ARAÑA:	121
4.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	122

INDICE DE TABLAS

Tabla1. Acceso a las Concesiones Mineras “NICO N°17 y REINOSO N° 02”	22
Tabla2. Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989).....	34
Tabla3. Operacionalización de Variables	52
Tabla4. Estimación de Recursos Minerales -Estructura Santa Rita.....	57
Tabla5. Estimación de Recursos Minerales -Estructura Santa Rita.....	57
Tabla6. Resumen de Resultados de Familias de Discontinuidades	59
Tabla7. Tabla de Valores experimentales de carga y diámetro: Ensayo de carga puntual	60

Tabla8. Resumen de resultados del ensayo de carga puntual y cálculo de resistencia a la compresión uniaxial σ_c [Mpa] para muestras de andesita.....	61
Tabla9. Caracterización Geomecánica - Galería 2235	62
Tabla10. Valoración de la Geometría y Grado del Yacimiento.....	67
Tabla11. Valoración Geomecánica del Macizo Rocosó	67
Tabla12. Resumen de Puntuación Total y Ranking de Selección	68
Tabla13. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Cortada (1.80 x 2.10 m)	71
Tabla14. Parámetros técnicos de diseño de malla de perforación y voladura en Galería y Cortada (1.80 x 2.10 m).....	72
Tabla15. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Subnivel (0.90 x 1.80 m)	74
Tabla16. Diseño de malla de perforación y parámetros de voladura para Subnivel de explotación (0.90 x 1.80 m).....	75
Tabla17. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Chimenea Doble (2.40 x 1.20 m)	77
Tabla18. Especificaciones técnicas de la malla de perforación y voladura para Chimenea de Doble Compartimento (2.40 x 1.20 m).	77
Tabla19. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Chimenea Simple (1.20 x 1.20 m).....	78
Tabla20. Parámetros de perforación y voladura para Chimenea Simple de preparación (1.20 x 1.20 m).....	79
Tabla21. Características de un tajeo promedio (Santa Rita).....	80
Tabla22. Producción de una labor de explotación (Santa Rita)	80
Tabla23. tipo de sostenimiento en los laboreos mineros.....	91
Tabla24. Descripción de los equipos de perforación.....	92
Tabla25. Descripción de los equipos de ventilación.....	93
Tabla26. Descripción de los equipos de compresora.....	94
Tabla27. Descripción de los equipos de Acarreo y limpieza	96
Tabla28. Descripción del equipo Generador Eléctrico	97
Tabla29. Requerimiento de aire total cuando no se utilizan equipos de motor petrolero	100
Tabla30. consumo de aire comprimido	101
Tabla31. consumo de energía eléctrica	101
Tabla32. consumo de agua.....	102
Tabla33. consumo de explosivos y accesorios	102
Tabla34. programa de producción proyectada de la estructura santa Rita para 5 años	103
Tabla35. Presupuesto de Inversión en Maquinaria y Equipo de Mina.....	106

Tabla36.	Presupuesto de Inversión en Equipo de Acarreo	106
Tabla37.	Presupuesto de Inversión en Materiales y Herramientas	107
Tabla38.	Presupuesto de Inversión en Servicios Auxiliares.....	108
Tabla39.	Presupuesto de Inversión en Obras Civiles	109
Tabla40.	RESUMEN DEL TOTAL INVERSIÓN FIJA TANGIBLE	109
Tabla41.	Presupuesto de Inversión en Activos Fijos Intangibles (Amortizables)	109
Tabla42.	Periodos de desfases entre egresos e ingresos por venta.....	110
Tabla43.	Resumen de capital de trabajo.....	111
Tabla44.	Resumen de la inversión total.....	111
Tabla45.	Costo unitario Operativo \$/TM de extracción	113
Tabla46.	La determinación del valor real del mineral extraído	114
Tabla47.	Flujo de Caja Económico	116
Tabla48.	Resumen de indicadores económicos.....	116
Tabla49.	Depreciación de la Inversión.....	117
Tabla50.	participación de la Inversión.....	117
Tabla51.	cálculo de amortización e interés	118
Tabla52.	Estado de ganancias y perdidas	118
Tabla53.	Flujo de caja financiero ingresos y egresos relevantes	118
Tabla54.	Indicadores de Rentabilidad Financiera	119
Tabla55.	variación del precio del Au (\$/onz) e influencia en el VAN	119
Tabla56.	variación del costo operativo e influencia en el VAN.....	120
Tabla57.	variación de la inversión e influencia en el VAN.....	120
Tabla58.	Resumen de las variaciones de las variables más influyentes en el proyecto	121
Tabla59.	Anexo1. Datos Geomecánicos de Campo (Levantamiento de Discontinuidades)	128
Tabla60.	Anexo2. Matriz de Consistencia de la Investigación	129

INDICE DE FIGURAS

Figura1.	Tiempo de viaje de lima a las concesiones mineras	23
Figura2.	Plano Geológico Regional.....	25
Figura3.	Plano Geológico Local del Sector Santa Rita.....	26
Figura4.	sistemas principales del fallamiento. Estas estructuras son las que albergan la mineralización.	27
Figura5.	El modelo estructural para la zona de Santa Rita se adapta mejor a una morfología “cola de caballo”	28
Figura6.	Esquema de zonificación de una veta hidrotermal	30

Figura7.	Efecto de escala en la transición de roca intacta a macizo rocoso.....	31
Figura8.	Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades (Hudson. 1969).....	32
Figura9.	Representación de la matriz rocosa con familia de discontinuidades....	33
Figura10.	GSI (Hoek, Marinos 2000).....	35
Figura11.	Parametros de selección.....	37
Figura12.	Clasificación de los métodos de minería subterránea basada en la geometría y soporte del yacimiento	38
Figura13.	Clasificación de la Geometría y Distribución de Ley para Diferentes Métodos de Minado	39
Figura14.	Relación entre recursos minerales y reservas minerales.	40
Figura15.	Riesgo y financiamiento en las etapas de un proyecto minero.....	45
Figura16.	Observación macroscópica de mineralización en matriz de cuarzo, Estructura Santa Rita.	56
Figura17.	concentración de polos de las discontinuidades	58
Figura18.	determinación de familias de discontinuidades-programa Dips 7.0.....	59
Figura19.	ANÁLISIS DEL DIAGRA DE ROSETA DE LAS FAMILIAS DE J1 CON LA ESCABACION GALERIA 2235.....	59
Figura20.	Grafica que se acomoda a las condiciones	60
Figura21.	Cotejo con el programa Geotable	63
Figura22.	Reporte de resultados programa Geotable	63
Figura23.	Determinación del tiempo de autosostenimiento para una luz crítica de 3.2 m con RMR 63.....	64
Figura24.	Cartilla Geomecánica GSI para el control de sostenimiento.	65
Figura25.	Esquema Geométrico de Labores de Explotación en la estructura santa Rita	81
Figura26.	Diseño geométrico y dimensiones proyectadas del block de minado....	83
Figura27.	Diseño de malla de perforación para la primera voladura en estructura.	87
Figura28.	Diseño de malla de perforación (2-1-2) para la segunda voladura en estéril	87
Figura29.	Jackleg seco 250 s.....	93
Figura30.	Maquita -Max 1510W	93
Figura31.	ventiladora axial	94
Figura32.	Pulmón de aire	95
Figura33.	compresora atlas copco de 2 martillos	95
Figura34.	Mini dumper eléctrica de1.5 tm	96
Figura35.	coche minero Z-20 hechizo de 1 tm	96

Figura36. Generador eléctrico Bonelli 30 kw.....	97
Figura37. Análisis de Sensibilidad (Diagrama de Araña)	121
Figura38. Anexo3. Esquema Representativo del Método de Explotación por Corte y Relleno Ascendente (Circado)	130
Figura39. Anexo4. Infraestructura: Bocamina y Acceso a la Galería 2235.....	131
Figura40. Anexo N° 5: Registro fotográfico del levantamiento geomecánica de campo.	131
Figura41. Anexo N° 6: Sistema de sostenimiento con cuadros de madera en la Galería 2235.	132
Figura42. Anexo 6. Exposición de la Estructura Mineralizada (Estructura Santa Rita)	132
Figura43. Anexo7. Operación Unitaria de Perforación y Carguío de Taladros en Frente de Avance Galería-Cortada 1.80x2.10.....	133
Figura44. Anexo 8 Vista general del equipo portátil para ensayo de carga puntual (PLT).	133
Figura45. Anexo 9 Disposición de la muestra de roca encajonante (andesita) en el equipo	134
Figura46. Anexo 10 Medición de la distancia entre puntas (diámetro equivalente).	134
Figura47. Anexo 11 Monitoreo y lectura de la carga de rotura en kilonewtons (kN).	135
 CONCLUSIONES	 124
RECOMENDACIONES	125
BIBLIOGRAFÍA	126
ANEXO	128

INTRODUCCION

La minería subterránea aurífera en el Perú es en gran medida, por la explotación de yacimientos vetiformes estrechos, los cuales exigen altos estándares operativa y planeamiento estratégico. En esta actualidad, en un escenario global de con la cotización internacional del oro superando los 3,000 \$/onz, la viabilidad de los proyectos mineros depende no solo de la riqueza geológica, sino de un diseño de ingeniería en la preparación general que maximice la recuperación. En este contexto las operaciones de la Empresa Minera San Luis II S.A., ubicada en la región de Ayacucho, la cual se encuentra en una fase de expansión hacia nuevos horizontes operativos, específicamente, la Estructura Santa Rita representa un activo de alto valor económico para la compañía; sin embargo, su morfología estrecha, con una potencia promedio de 0.20 m, y la carencia de una caracterización geomecánica, plantean desafíos técnicos significativos. La falta de un dimensionamiento adecuado en las labores de Exploración, desarrollo, preparación y explotación genera incertidumbre sobre la estabilidad del macizo rocoso y el riesgo inminente de incurrir en una baja recuperación, lo que podría comprometer la rentabilidad de las reservas cubicadas.

Frente a esta problemática, el presente trabajo de investigación tiene como objetivo central determinar la preparación general de la estructura Santa Rita para viabilizar su explotación económica durante el periodo 2025. Mediante la aplicación de la metodología de Nicholas y un análisis geomecánico exhaustivo en la Galería 2235, se sustenta la selección del método de corte y relleno ascendente aplicando la técnica del circado. Esta estrategia de minado selectivo, y complementando con el uso de puntales de madera y relleno detrítico, garantiza la estabilidad de un macizo rocoso de calidad roca buena (RMR 63) y asegura la extracción más limpia del mineral.

Para la comprensión de la presente tesis se ha estructurado en cuatro capítulos fundamentales:

En el **Capítulo I**, se expone el planteamiento del problema, estableciendo los objetivos y la justificación técnica y económica que motivan el estudio.

El **Capítulo II** desarrolla el marco teórico, abarcando las generalidades de la empresa, el contexto geológico local, y los fundamentos de la geomecánica, métodos de explotación minera y evaluación de proyectos de inversión.

En el **Capítulo III**, se detalla la metodología de la investigación y el desarrollo integral de la tesis. Aquí se expone el diseño del dimensionamiento del block, mallas de perforación y voladura, diseño de ventilación, acarreo y la selección de equipos adaptados a labores estrechas.

Finalmente, el **Capítulo IV** presenta los resultados y la discusión a través de la evaluación económica y financiera, demostrando mediante el flujo de caja y el análisis de sensibilidad la alta rentabilidad del diseño operativo propuesto.

Se espera que este documento técnico sirva como una herramienta de gestión y planificación operativa para la gerencia de la empresa, demostrando que un control en la Inversión y de costos operativos constituye la clave del éxito en la minería de vetas angostas.

CAPÍTULO I: ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

A nivel internacional, la industria minera aurífera enfrenta el reto de optimizar la recuperación de reservas ante yacimientos de mayor complejidad geológica. De acuerdo con (Huamán Montes, 2023), la viabilidad de un proyecto de inversión minera no solo depende de la ley del mineral, sino de una planificación que minimice la incertidumbre mediante el diseño óptimo de labores de preparación y desarrollo. En este contexto global, la volatilidad de los mercados y el incremento en los costos operativos exigen que las unidades mineras implementen métodos de explotación que aseguren la máxima rentabilidad técnica.

En el ámbito nacional, la minería peruana, específicamente en la región de Ayacucho, presenta una predominancia de estructuras vetiformes angostas. Investigaciones previas, como la de (Choquemamani Choque, 2021), han demostrado que la falta de un dimensionamiento adecuado en las labores de infraestructura conduce a una dilución excesiva y al incremento de los costos de sostenimiento. Actualmente, la Empresa Minera San Luis II S.A. se encuentra en una etapa crítica de expansión hacia la Estructura Santa Rita, la cual requiere un proceso de rehabilitación y preparación general.

Sin embargo, la unidad operativa carece actualmente de un diseño de ingeniería y de una caracterización geomecánica del macizo rocoso en dicha zona. Esta carencia genera una incertidumbre sobre la estabilidad de las futuras labores y sobre la delimitación de las reservas explotables. De no ejecutarse un diseño de preparación general fundamentado en parámetros geomecánicos y económicos, la empresa corre el riesgo de incurrir en pérdidas operativas, desaprovechando la coyuntura favorable del precio del oro, el cual ha superado los 3000 \$/onz, factor que justifica una inversión estratégica inmediata.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. PROBLEMA GENERAL

¿De qué manera la preparación general de la estructura santa Rita permitirá la explotación económica de los recursos auríferos en la Empresa Minera san Luis II S.A. 2025?

1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿cómo las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación proyectadas permitirán la delimitación de un block de minado en la estructura santa Rita?
- ¿cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso que condicionan las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en la estructura Santa Rita?
- ¿Cómo influyen los costos operativos, la inversión inicial y la fluctuación del precio del oro en la viabilidad financiera de la explotación en la estructura Santa Rita?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar La Preparación General De La Estructura Santa Rita Para Permitir La Explotación Económica De Los Recursos Auríferos En Empresa Minera San Luis II S.A. 2025

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Dimensionar las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación necesarias para la delimitación física de un block de minado de la estructura santa Rita.
- Caracterizar Geomecánicamente El Macizo Rocos Para Establecer las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en la estructura Santa Rita.
- Determinar los costos operativos, la inversión inicial y la fluctuación del precio del oro para determinan la viabilidad financiera de la explotación en la estructura Santa Rita

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación se justifica desde una perspectiva económica, debido a la tendencia en la cotización internacional del oro. En este escenario exige que las empresas mineras cuenten con un diseño de labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación que transformen recursos potenciales en reservas con márgenes de utilidad altos.

Según (Huamán Montes, 2023), una preparación general bien diseñada permite un control estricto y garantiza la seguridad del personal y equipos. buscando una extracción eficiente que maximice la vida de la mina y cumpla con la normativa vigente en el sector minero peruano.

1.5. ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

De acuerdo con los lineamientos para acotar un estudio de **Her(Hernández Sampieri et al., 2014)**, la investigación se delimita en:

- **Espacial:** Se ejecuta exclusivamente en la Estructura Santa Rita de la Empresa Minera San Luis II (Ayacucho).
- **Temporal:** La toma de datos y la evaluación financiera corresponden estrictamente al periodo 2025.
- **Temático:** Abarca el diseño minero y la rentabilidad

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Siguiendo el principio de transparencia metodológica de (Hernández Sampieri et al., 2014) , se identifican las siguientes restricciones:

- **Logística:** Posibles demoras en el acceso a las labores subterráneas por factores geográficos o climáticos.
- **Información:** Carencia de planos históricos, lo que exige un mapeo geomecánica.
- **Técnico-Económica:** Limitación al uso de los equipos de pequeña minería existentes en la Empresa Minera San Luis II.

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES.

(Alva Izquierdo & Rodríguez Cortez, 2019), En su investigación "Modelamiento Geológico para el cálculo de recursos mineros de la veta Murciélago de la Mina Paredones, Chilete 2018", presentada ante la Universidad Privada del Norte (basada en estándares internacionales aplicables a minería en Chile y la región). El objetivo fue realizar un modelamiento tridimensional para cuantificar el potencial minero de una estructura vetiforme. La metodología consistió en la recopilación de datos de campo mediante estación total y el uso de software especializado para la generación de sólidos. Los resultados permitieron una estimación precisa del tonelaje y ley, optimizando el planeamiento de minado. Este antecedente es un indicador en la cual la estimación en el tonelaje y ley se optimiza el planeamiento de minado establece el procedimiento técnico para determinar las reservas y recursos de la estructura Santa Rita.

(López Jimeno et al., 2003) En el "Manual de Perforación y Voladura de Rocas", con la autoría técnica de Carlos López Jimeno. El objetivo de este documento técnico fue estandarizar los parámetros de diseño para excavaciones subterráneas. La metodología se basa en ensayos empíricos de resistencia de rocas y diseño de mallas de perforación. Los resultados demuestran que un diseño de malla adecuado al tipo de roca (según su dureza y fracturamiento) reduce drásticamente los costos de preparación. Aporta a esta tesis los fundamentos para el cálculo de costos operativos en perforación y voladura de las labores de preparación general.

2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES.

(Díaz Campos & Portal Sandoval, 2018) En su tesis "Diseño del sistema de extracción mediante un pique inclinado del proyecto de profundización 073 en la unidad minera Los Pircos - Santa Cruz - Perú 2018", para la Universidad Privada del Norte. El objetivo fue diseñar un sistema de extracción para profundizar la mina y acceder a nuevos recursos. La metodología incluyó un análisis técnico-económico detallado de la infraestructura necesaria. Los resultados demostraron la viabilidad del proyecto mediante indicadores financieros positivos, concluyendo que un diseño de profundización bien

sustentado garantiza la continuidad operativa de la unidad. Este trabajo aporta a la presente investigación el modelo de evaluación de rentabilidad para proyectos de profundización y acceso a nuevas estructuras auríferas.

(Perez Flores, 2019) En la tesis titulada "Mecanización del método de minado corte y relleno ascendente en el tajo 2590 de la mina Rosa NV.2430, Unidad Parcoy – Consorcio Minero Horizonte S.A.C. para incrementar el volumen de producción", de la Universidad Nacional de Trujillo. El objetivo principal fue incrementar la producción mediante la mecanización de las labores de preparación y explotación. Utilizó una metodología descriptiva y aplicada, analizando ciclos de minado y rendimientos de equipos. Como resultado, se logró optimizar los tiempos de preparación y reducir costos operativos por tonelada. Esta investigación es relevante para la estructura Santa Rita ya que proporciona parámetros comparativos sobre rendimientos en vetas auríferas angostas.

(Barzola Ceras, 2018) .Presentó la tesis "Influencia del diseño del pique inclinado en 30° en la profundización Veta Julie 2 en la CIA. Minera Poderosa S.A.", para la Universidad Continental. El objetivo fue determinar cómo un diseño técnico de labores influye en la eficiencia de la profundización de una veta. La metodología empleó clasificaciones geomecánicas como el RMR para definir el sostenimiento y la estabilidad de las nuevas labores. Los resultados indicaron que una caracterización geomecánica previa reduce los riesgos de colapso y optimiza el presupuesto de preparación. El aporte fundamental a esta tesis es el uso del RMR como variable condicionante para el diseño seguro de las labores de preparación general.

(Janampa Espino, 2014). En su investigación "Diseño y construcción del Pique 740 en la Cia. Minera Austria Duvaz S.A. para optimizar la producción", de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga. Su objetivo fue establecer el diseño óptimo de infraestructura vertical para mejorar el transporte de mineral. Aplicó una metodología basada en el cálculo de esfuerzos y selección de métodos de cubicación de reservas para justificar la inversión. Los resultados validaron que la infraestructura de acceso es el eje de la rentabilidad en minería subterránea. Provee a esta investigación la base teórica para el punto de "Métodos de Cubicación" y diseño de accesos principales.

2.2. GENERALIDADES DE LA EMPRESA MINERA

2.2.1. Ubicación y Accesibilidad.

2.2.1.1. Ubicación

La Empresa minera San Luis II S.A se encuentra ubicado en:

- ANEXO: C.P la Pampa San Luis Alta
- DISTRITO: Sancos
- PROVINCIA: Lucanas
- DEPARTAMENTO: Ayacucho, Perú
- ALTUTUD: 2400 msnm

2.2.1.2. Accesibilidad.

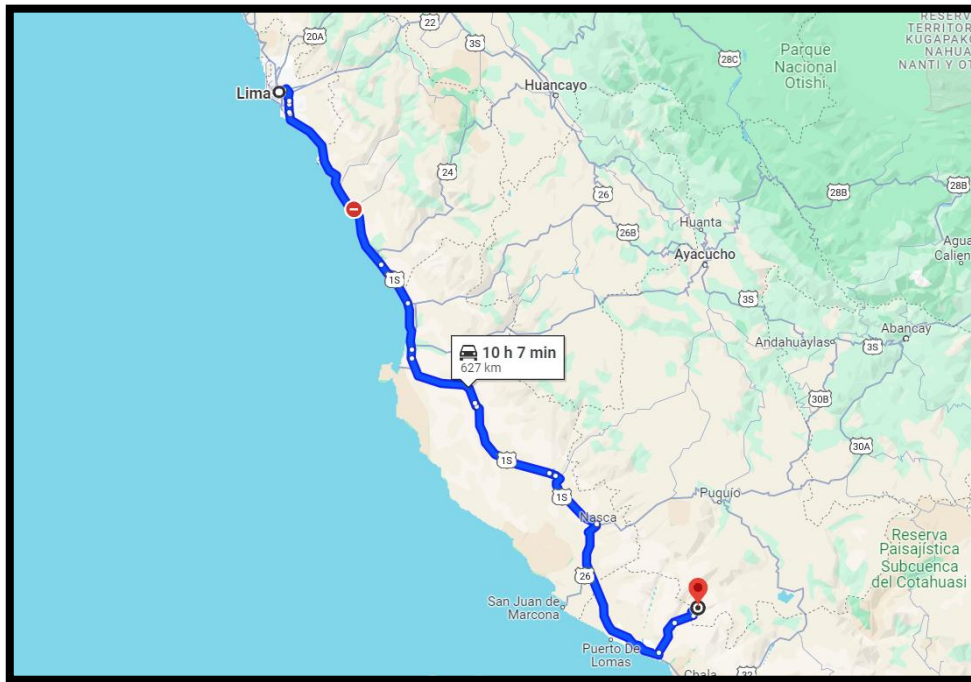
El acceso desde Lima a la zona donde estará ubicada la mina es por vía terrestre hacia el sur, a través de la carretera Panamericana, hasta el poblado de Yauca ubicado en el km 575. En este punto se interna hacia el Este y se sigue 25 km por el valle del río Yauca, a través de una carretera afirmada llegando hasta el poblado de Jaqui. De este poblado asentado en la margen izquierda del río Yauca, se continúa aproximadamente 10 km por un camino que sigue el cauce de la quebrada Acaville, inicialmente por el lado izquierdo, hasta confluir con la quebrada San Luis ubicada en el lado derecho, donde se encuentra la mina.

Tabla1. Acceso a las Concesiones Mineras “NICO N°17 y REINOSO N° 02”

Tramo		Vía		Distancia (Km)	Tiempo (hrs)
Desde			Hasta		
Lima	Yauca	Asfaltada	575		8.0
Yauca	Jaqui	Afirmada	25		1.5
Jaqui	Proyecto minero	Trocha	10		0.5
TOTAL		610 km		10 hr	

Fuente: Elaboración propia

Figura1. Tiempo de viaje de lima a las concesiones mineras



Fuente: Elaboración propia

2.2.2. Concesiones Mineras y Titularidad.

la titularidad de las actividades mineras corresponde a la Empresa Minera San Luis II S.A. (RUC 20535077275). Las operaciones se concentran en un sistema estructural de vetas auríferas alojadas en rocas intrusivas del Batolito de la Costa. El proyecto objeto de este estudio se centra específicamente en la Estructura Santa Rita, la cual pertenece a la concesión minera Nico 17 , la empresa Minera está catalogada con Pequeño Productor Minero (PPM)

2.2.3. Reseña Histórica de la Estructura Santa Rita.

La zona de Santa Rita ha sido objeto de diversas campañas de reconocimiento y pequeña minería artesanal en el pasado. Los informes geológicos recientes indican que la mineralización se presenta en un modelo de "rosario" o clavos mineralizados, con una dirección principal N 315-330°

Históricamente, el sector ha mostrado un potencial prospectivo elevado, lo que ha llevado a la empresa a planificar labores de preparación y desarrollo más profundas para alcanzar zonas de mayor ley que no fueron explotadas superficialmente.

2.2.4. Misión y Visión Empresarial.

la empresa se rige bajo los siguientes lineamientos corporativos:

Misión: Desarrollar operaciones mineras auríferas de manera eficiente, responsable y segura, optimizando los recursos minerales mediante el uso de tecnología adecuada y el cumplimiento estricto de la normativa de seguridad minera vigente.

Visión: Consolidarse como una empresa minera líder en la región, reconocida por su excelencia operativa, respeto al medio ambiente y compromiso con la seguridad de sus colaboradores, garantizando la rentabilidad y sostenibilidad a largo plazo.

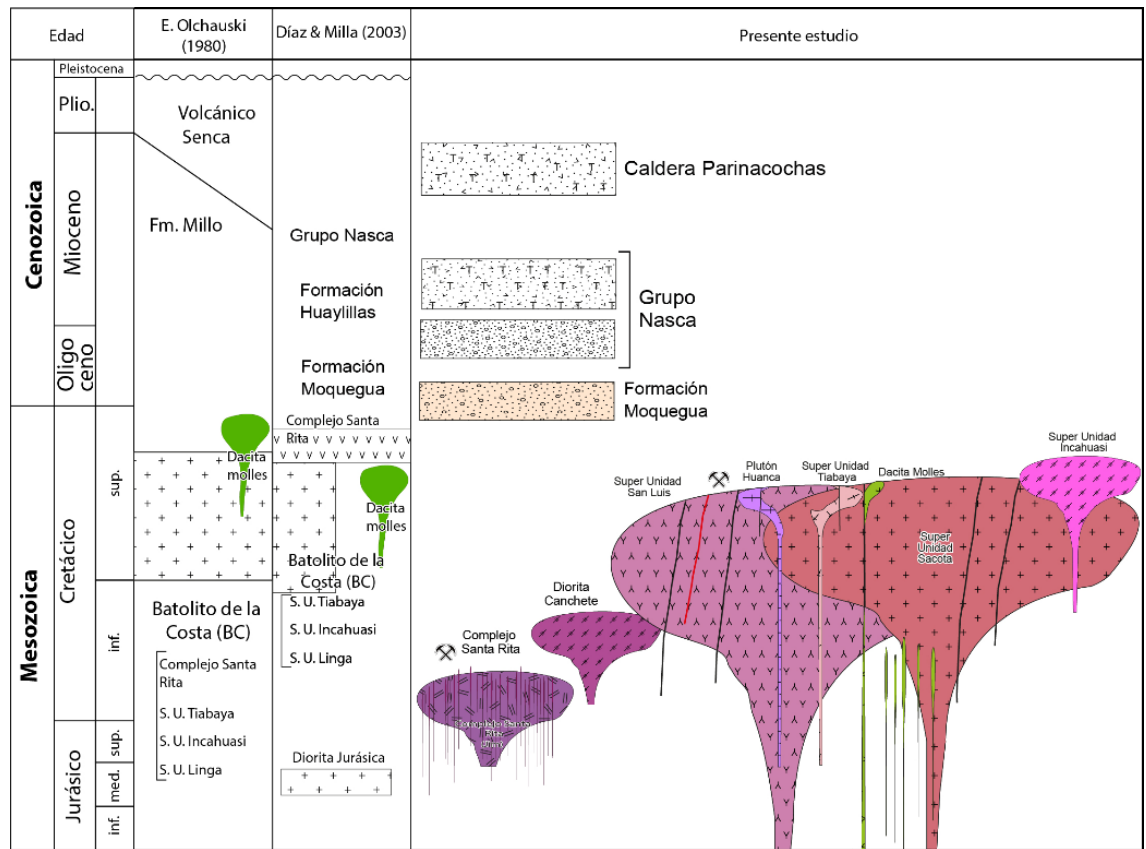
2.3. GEOLOGÍA DEL PROYECTO

2.3.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

El área de estudio se sitúa en el contexto geológico de la vertiente occidental de los Andes del sur del Perú. De acuerdo con el Boletín N° 34 (Olchanski, 1980), la unidad litoestratigráfica predominante es el Batolito de la Costa, específicamente el Segmento Arequipa. Regionalmente, el área está influenciada por la superposición de eventos magmáticos que dieron origen a la Super Unidad Tiabaya y el Complejo Santa Rita, caracterizados por intrusivos de composición diorítica a granodiorítica.

Estructuralmente, la región está gobernada por el sistema de fallas Nazca-Ocoña, un corredor tectónico de rumbo NO-SE que ha facilitado el emplazamiento de vetas mesotermales de oro. Según la revisión de la carta geológica nacional (Ccallo et al., 2021), estas estructuras se encuentran dentro de blocks fallados que presentan un intenso fracturamiento, proporcionando las condiciones de permeabilidad necesarias para la circulación de fluidos hidrotermales.

Figura2. Plano Geológico Regional



Fuente (Ccallo et al., 2021)

Columna cronoestratigráfica del cuadrángulo de Jaqui (31ñ4). Se observa la secuencia desde el Grupo Chocolate hasta los depósitos cuaternarios que albergan la estructura Santa Rita. Fuente: (Ccallo et al., 2021)

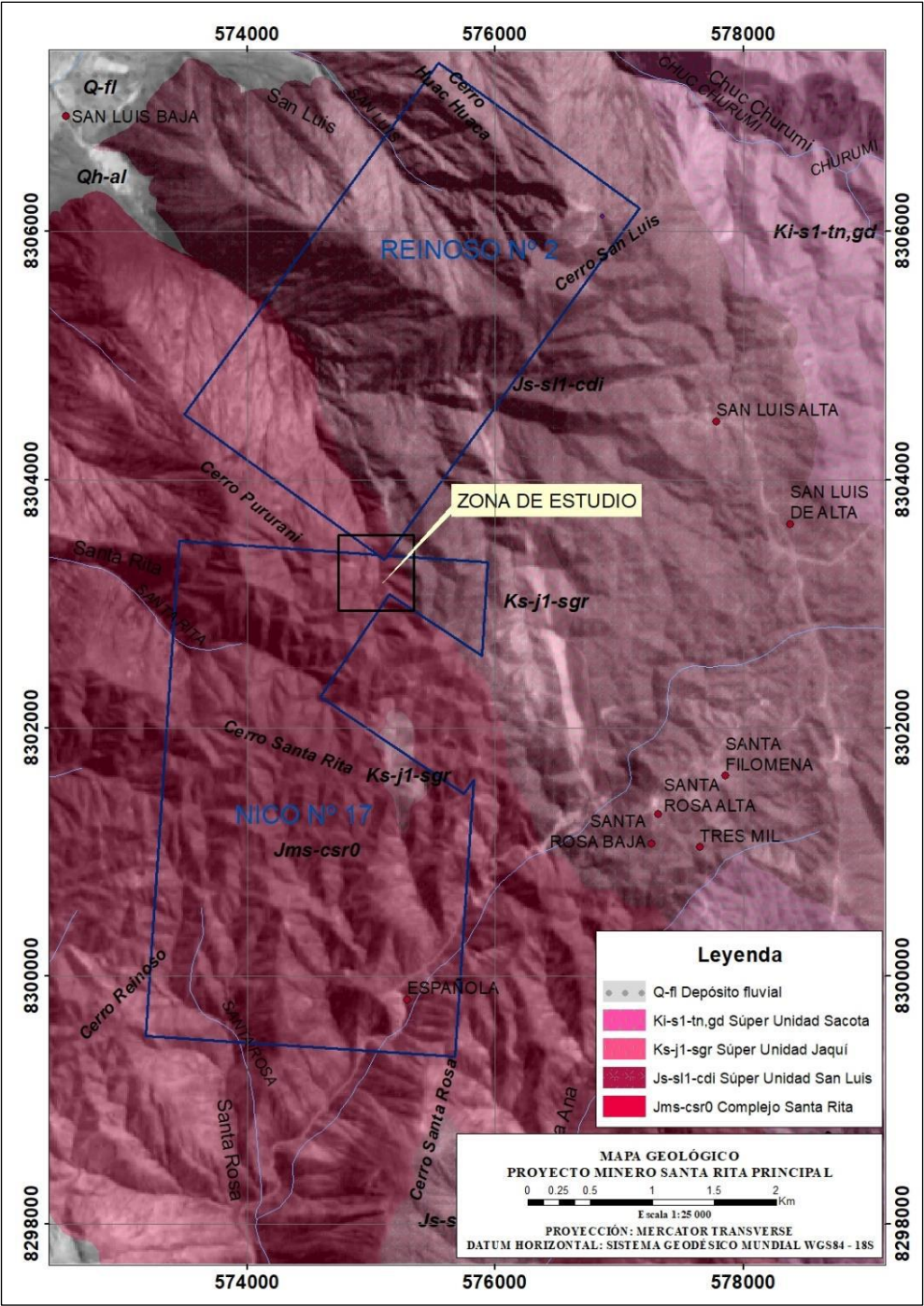
2.3.2. GEOLOGÍA LOCAL

A escala local, la litología se define por la presencia de una Diorita grisácea de grano medio a grueso, con presencia de cristales de plagioclasas y anfíboles bien definidos. En el sector de Santa Rita, el mapeo de detalle realizado por (Arcos Alarcón, 2025) identifica que la roca encajonante presenta un grado de frescura relativo, salvo en las proximidades de las estructuras mineralizadas donde se manifiesta una alteración hidrotermal.

La estructura principal, denominada Veta Santa Rita, se presenta como un relleno de falla. Según los datos de campo recabados (Arcos Alarcón, 2025) se ha identificado una morfología de "Cola de Caballo" (Horse-tail structure) en el extremo noroeste, lo que técnicamente indica una zona de disipación de la

energía tectónica y, por ende, un cierre progresivo de la mineralización en esa dirección.

Figura3. Plano Geológico Local del Sector Santa Rita.



Fuente: (Arcos Alarcón, 2025)

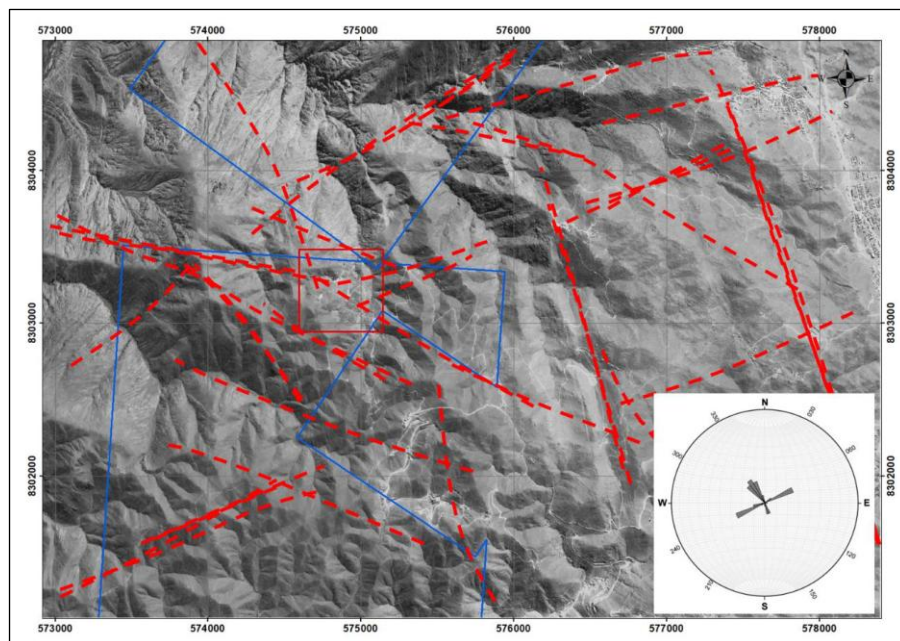
2.3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL

En el sector de Santa Rita, el control estructural es el factor determinante para la disposición de la mineralización. Según las investigaciones de campo realizadas, el área presenta una complejidad tectónica caracterizada por el cizallamiento y la formación de estructuras de dilatación. Los elementos principales se describen a continuación:

A. Sistema de Fallas y Fracturas:

Las estructuras mineralizadas en Santa Rita se han emplazado como relleno de fallas y fracturas preexistentes. La dirección preferencial de estas estructuras varía entre $N115^\circ$ y $N130^\circ$, con una inclinación promedio de 70° hacia el Noreste (NE). Estas fallas presentan una cinemática que ha favorecido la apertura de espacios para el flujo de fluidos hidrotermales.

Figura4. sistemas principales del fallamiento. Estas estructuras son las que albergan la mineralización.



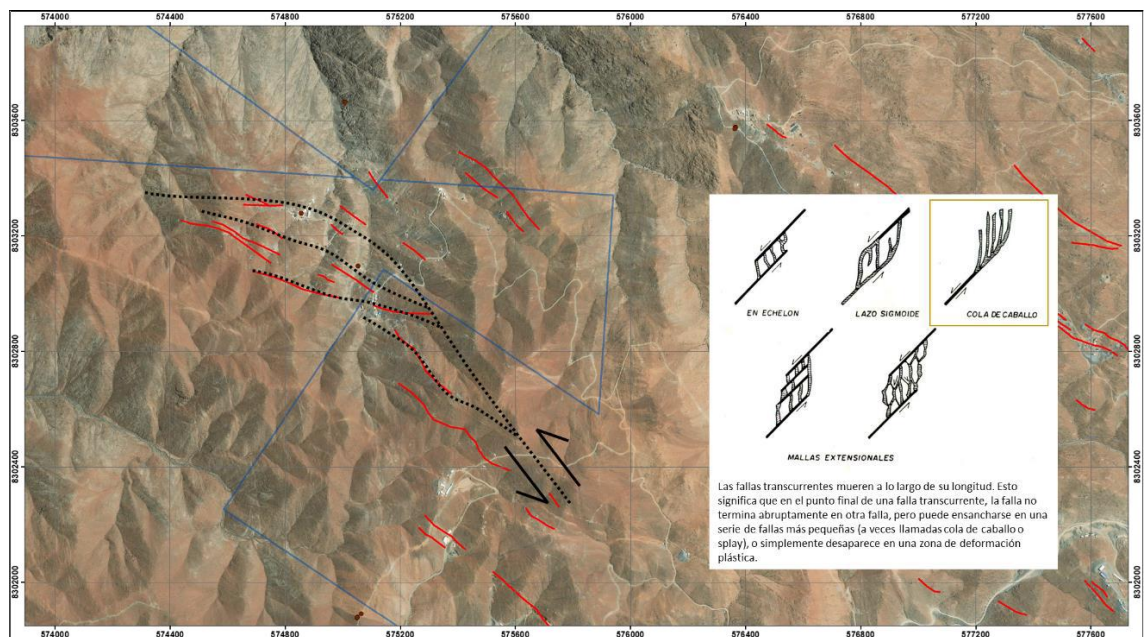
Fuente: (Arcos Alarcón, 2025)

Composición de lineamientos para la determinación de los sistemas principales del fallamiento. Estas estructuras son las que albergan la mineralización. El diagrama de rosetas muestra dos sistemas principales de fallas: NO-SE y ENE-OSO.

B. Geometría en "Cola de Caballo" (Horse-tail):

Una de las características más críticas del yacimiento es su morfología. El sector de Santa Rita corresponde a una zona de cierre de la mineralización bajo un modelo de "cola de caballo". Esto implica que, hacia el oeste, las estructuras tienden a ramificarse y disiparse, volviendo la mineralización errática hasta desaparecer.

Figura5. El modelo estructural para la zona de Santa Rita se adapta mejor a una morfología "cola de caballo"



Fuente: Arcos (2025, p. 7).

C. Modelo en Echelón y Clavos Mineralizados:

La mineralización no es continua, sino que se presenta en un modelo "en echelón". Esto genera una geometría en "rosario", donde se identifican clavos mineralizados (zonas de mayor potencia y ley) separados por tramos de veta estrecha o estéril. Se estima un ancho promedio de veta de 0.20 metros, condicionado por los cambios de rumbo y buzamiento que generan zonas de dilatación (Arcos Alarcón, 2025)

2.3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA: MINERALIZACIÓN AURÍFERA.

La mineralización en el sector Santa Rita se clasifica como un depósito de oro mesotermal de baja sulfuración, alojado en vetas de cuarzo. Según el (INGEMMET, 2005) estos depósitos son típicos de la faja Nazca-Ocoña y se caracterizan por una mineralogía de mena sencilla, pero con leyes muy erráticas.

A. Mineralogía de Mena (Mineral):

- Oro Nativo (Au): Se presenta de forma microscópica, generalmente asociado a los bordes de los cristales de pirita o rellenando microfracturas en el cuarzo.
- Óxidos (Limonitas y Hematitas): En zonas superficiales (Hasta los 100m de profundidad) la pirita se ha oxidado, dejando cavidades ("vuggs") rellenas de óxidos de hierro que le dan un color amarillento-rojizo a la veta. (Arcos Alarcón, 2025)
- Cuarzo (SiO_2 -Gris, Ahumado y Oxidado) con brechamiento y la infiltración de fluidos hidrotermales o lixiviados.

B. Mineralogía de Ganga (El relleno):

- Roca estéril que acompaña a la Mena, aquellas rocas predominantes que incluyen dioritas, dioritas cuarcíferas y andesitas, con una textura lustrosa característica de los procesos metamórficos.
- Cuarzo (SiO_2): lechoso puro sin alteración de un enfriamiento rápido y no contienen metales pesados.

C. Alteraciones Hidrotermales (Guías de exploración):

El paso de los fluidos calientes alteró la roca caja (Diorita-Andesita). En la estructura Santa Rita se identifican dos halos claros:

- Alteración Fílica (Cuarzo-Sericita): Una banda de color blanquecino y textura suave inmediatamente pegada a la veta. Es la guía principal para no perder la estructura en zonas de estrangulamiento.
- Alteración Propilítica: Más alejada de la veta, caracterizada por un color verdoso debido a la formación de clorita y epidota en la diorita (Arcos Alarcón, 2025)

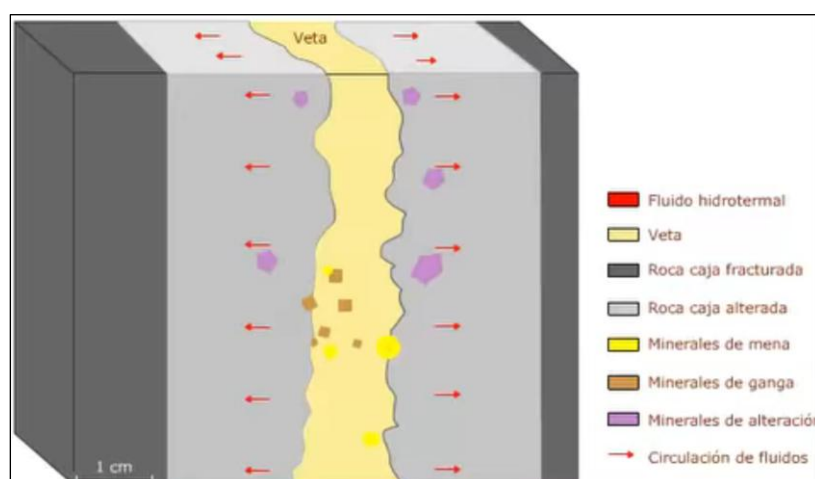
2.3.5. GEOMETRÍA DEL DEPÓSITO

La Estructura Santa Rita se define geométricamente como un depósito vetiforme de origen hidrotermal. Su configuración espacial y las características de su mineralización están supeditadas a los eventos tectónicos del Batolito de la Costa en la faja Nazca-Ocoña.

A. Geometría y Morfología del Depósito: La veta presenta una geometría irregular, caracterizada por un modelo de "Rosario" o clavos mineralizados. Según (Arcos Alarcón, 2025) esta morfología implica que la potencia de la estructura no es constante, presentando ensanchamientos (bolsonadas) en las zonas de mayor dilatación estructural y estrangulamientos en las zonas de mayor presión.

- Rumbo y Buzamiento: La estructura mantiene un rumbo predominante N 315°-330° con un buzamiento de 65° NE.
- Dimensiones: Se ha definido un polígono mineralizado proyectado de 230 m de longitud por 120 m de profundidad, con una potencia promedio de veta de 0.20 m.
- Estructura de Cierre: Hacia el Noroeste (NW), la geometría cambia a un modelo de "Cola de Caballo", donde la veta se ramifica, perdiendo potencia y continuidad económica.

Figura6. Esquema de zonificación de una veta hidrotermal



Fuente: Adaptado de /GeoExploradores

2.4. BASES TEÓRICAS DE GEOMECÁNICA

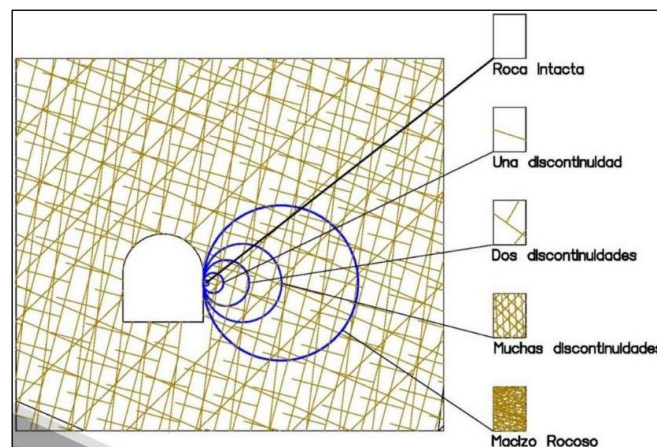
2.4.1. El Macizo Rocos y sus Componentes

En la ingeniería geológica aplicada a la minería subterránea, es fundamental establecer la distinción entre la roca como material y el macizo rocoso como estructura. De acuerdo a (González de Vallejo, 2002) el comportamiento mecánico de un terreno está condicionado por la combinación de dos elementos principales: la matriz rocosa y las discontinuidades, conformando el macizo rocoso.

A. Matriz Rocosa (Roca Intacta)

Se define como el material rocoso exento de discontinuidades o el block entre ellas. Aunque se considera continua, (González de Vallejo, 2002) señala que sus propiedades mecánicas dependen de la mineralogía, la textura y la fábrica de la roca, lo que la hace anisótropa y heterogénea a escala microscópica. Su caracterización es vital para determinar parámetros como la resistencia a la compresión simple, fundamental para la clasificación RMR.

Figura7. Efecto de escala en la transición de roca intacta a macizo rocoso.



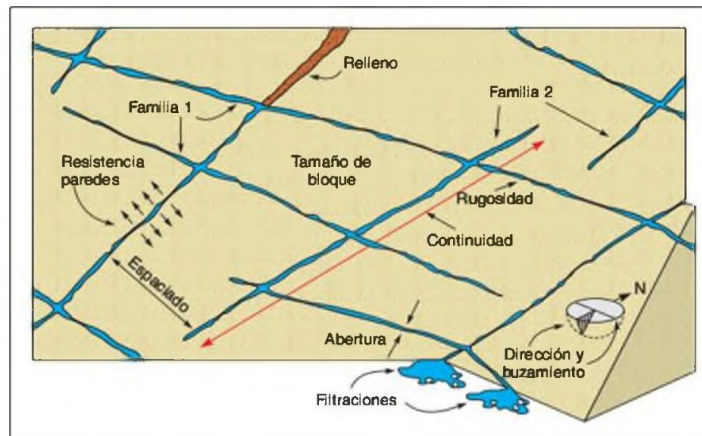
Fuente: *Underground Excavations in Rock*, por E. Hoek y E. T. Brown, 1980

B. Discontinuidades

Son cualquier plano de origen mecánico o sedimentario (fallas, diaclasas, planos de estratificación) que independiza los blocks de la matriz. De acuerdo con (González de Vallejo, 2002) ,el macizo rocoso presenta un comportamiento discontinuo, anisótropo y heterogéneo debido a la red de estas estructuras. Los parámetros geométricos que definen a las discontinuidades y que controlan la estabilidad de la labor minera son:

- Orientación: Definida por el rumbo y el buzamiento, determina la estabilidad de las cuñas o blocks en el techo y hastiales de la labor subterránea (González de Vallejo, 2002)
- Espaciado: Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes de una misma familia. Define el tamaño y la forma de los blocks de roca (González de Vallejo, 2002)
- Persistencia: Es la extensión superficial de una discontinuidad. A mayor persistencia, mayor es la continuidad de los planos de debilidad y menor la cohesión del macizo (González de Vallejo, 2002)
- Rugosidad: Es la irregularidad superficial de las paredes de la discontinuidad. Es el parámetro clave que aporta la resistencia al corte y evita el deslizamiento de los blocks (González de Vallejo, 2002)

Figura8. Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades (Hudson. 1969).

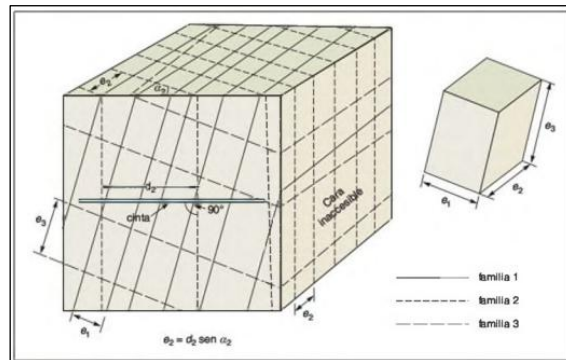


Fuente González de Vallejo, 2002)

C. El Macizo Rocos como conjunto

El macizo rocoso es, por tanto, el sistema formado por la matriz y las discontinuidades, incluyendo también factores ambientales como el agua subterránea y el estado de esfuerzos (González de Vallejo, 2002) En el diseño minero, el sostenimiento no se calcula en base a la resistencia de la matriz rocosa por sí sola, sino en la calidad global del macizo, determinada mediante las clasificaciones geomecánicas.

Figura9. Representación de la matriz rocosa con familia de discontinuidades



Fuente González de Vallejo, 2002)

2.4.2. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Los sistemas de clasificación geomecánica constituyen un enfoque técnico para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. Según (Osinermin, 2017), estos sistemas tienen como objetivo principal representar las propiedades de resistencia del macizo mediante un valor numérico único, facilitando así el diseño y el modelamiento numérico en la industria minera.

2.4.2.1. Clasificación Geomecánica RMR (Rock Mass Rating)

(Osinermin, 2017) El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena

Las versiones más usadas son el RMR76 y el RMR89. Ambas incorporan la valoración de parámetros como:

- i. Resistencia de la Roca Intacta.
- ii. RQD.
- iii. Espaciamiento de discontinuidades.
- iv. Condición de discontinuidades.
- v. Agua subterránea.

Tabla2. Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989)

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

Fuente: Adaptado de Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas (Osinermin, 2017)

El puntaje total del RMR está definido por:

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

2.4.2.2. Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica)

De acuerdo con la Guía de (Osinermin, 2017) el índice GSI cuenta con una versión modificada que tiene como objetivo principal ofrecer una metodología de clasificación cualitativa más práctica y simplificada para el entorno operativo. Esta adaptación facilita la determinación rápida de las recomendaciones de sostenimiento necesarias para asegurar la estabilidad de las labores.

Sobre la aplicación de este índice, la Guía de (Osinermin, 2017) establece las siguientes consideraciones técnicas:

A. Relación con el sistema RMR: Debido a que el GSI se diseñó originalmente para obtener parámetros de resistencia del macizo (criterio de Hoek & Brown), esta versión modificada utiliza equivalencias directas con el sistema RMR para permitir un dimensionamiento adecuado de los elementos de soporte.

B. Responsabilidad Técnica: Si bien estas tablas son funcionales para el personal operativo debido a su sencillez, la norma indica que el área de geomecánica de la empresa minera es la única responsable de realizar la adecuación específica, la evaluación constante y la validación de su aplicación en los frentes de trabajo.

Figura10. GSI (Hoek, Marinos 2000)

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.					
ESTRUCTURA	CONDICIONES SUPERFICIALES	DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →			
	MUY BUENA Muy rugoso, Superficies frescas sin meteorización				
	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido.				
	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.				
	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos				
	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos				
DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓					
 Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90				
 Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
 Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades		60	50		
 Muy Fracturado/Disturbado/Agrietado: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad			40	30	
 Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
 Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A			10

Fuente: (Osinergrmin, 2017)

2.4.3. TEORÍA DEL SOSTENIMIENTO EN LABORES SUBTERRÁNEAS

El sostenimiento tiene como objetivo mantener la estabilidad de la excavación mediante el control de las deformaciones del macizo rocoso. Según **(González de Vallejo, 2002)** los fundamentos del soporte se basan en conservar la resistencia propia del macizo y evitar su descompresión.

A. Tiempo de Auto soporte Es el intervalo de tiempo que una labor puede permanecer abierta sin soporte antes de colapsar. De acuerdo con **Bieniawski (1989)**, este tiempo depende directamente del índice RMR y del vano de la labor.

B. Tipos de Sostenimiento Pasivo Es aquel que no aplica una carga activa sobre el macizo, sino que ofrece resistencia a medida que la roca intenta

deformarse. Según **(González de Vallejo, 2002)** en minería convencional destacan:

Cuadros de madera (Rectos y Cojos): Estructuras que sostienen el techo y hastiales transmitiendo la carga al piso.

Puntales de seguridad: Elementos de madera colocados perpendicularmente a las paredes para evitar el desprendimiento de blocks específicos.

C. Tipos de Sostenimiento Activo Consiste en sistemas que aplican una carga interna o refuerzan la resistencia del macizo de forma inmediata. De acuerdo con (González de Vallejo, 2002), el ejemplo principal son los **Pernos de anclaje**, cuya función es el "cosido" de los estratos o blocks de roca, creando una viga de roca reforzada que aprovecha la propia capacidad portante del macizo.

2.5. ELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN MINERA

De acuerdo con (Campos Arzapalo, 2013) , la elección del método de explotación es uno de los pasos más críticos y complejos en el diseño de una mina, ya que influye directamente en la seguridad operativa, la viabilidad económica y el impacto ambiental del proyecto. Este proceso de selección se ejecuta inmediatamente después de concluidos los estudios geológicos y geotécnicos, utilizando la información de estas áreas para delimitar las regiones con características aptas para métodos de minería prospectiva.

Asimismo, Campos (Campos Arzapalo, 2013) sostiene que un diseño sistemático y comprensible del método de explotación debe integrar el conocimiento del control de rocas y las capacidades de los equipos de excavación. La importancia de esta fase radica en que las decisiones tomadas en la etapa de diseño condicionarán el desempeño futuro de la unidad minera, buscando siempre un sistema que sea más incluyente y sistemático que los modelos clásicos precedentes.

2.6. PARAMETROS DE SELECCIÓN

La determinación de un método de explotación eficiente requiere un análisis exhaustivo de diversas variables de entrada. Según (Campos Arzapalo, 2013), estos parámetros se agrupan en tres áreas fundamentales que condicionan la viabilidad del proyecto (ver Figura 11):

A. Condiciones Naturales (Invariantes): Constituyen los factores más críticos, dividiéndose en aspectos geográficos y geológicos. Estas variables exigen una evaluación precisa para proyectar tanto el potencial de los recursos como las capacidades de ingeniería necesarias para su extracción.

B. Capacidades de la Compañía (Variantes): Este rubro abarca la gestión técnica y financiera. Incluye la escala de la inversión, la rentabilidad esperada, así como la experiencia y habilidades del personal especializado en la administración de los recursos.

C. Política Pública (Semivariante): Se refiere al cumplimiento del marco normativo vigente. (Campos Arzapalo, 2013) enfatiza que el diseño debe alinearse estrictamente con las normas oficiales de seguridad, salud ocupacional, medio ambiente y responsabilidad social, además de considerar la legislación fiscal y los compromisos contractuales.

Figura 11. Parametros de selección

Categorías primarias (Dependencia)	Categorías secundarias
Condiciones Naturales (Invariantes)	• Geografía • Geología • Ingeniería económica
Capacidades de la compañía (Variante)	• Administración de negocios • Aspectos monetarios • Aspectos de Gerencia
Política Pública (Semivariante)	• Regulaciones • Impuestos • Contratos • Incentivos
Situación de la técnica (Ingeniería de Minas)	• Distinciones sobresalientes • Sistemas totales (Diseño/Control) • Espacios Forzados (y regulado) • Practicas de Administración y Evaluación) • Profesionalismo

Fuente: Extraído de Elección de métodos de explotación minera, (Campos Arzapalo, 2013). Revista Seguridad Minera, (96).

2.7. CLASIFICACIÓN DE LOS MÉTODOS DE MINERÍA SUBTERRÁNEA

La categorización de los métodos de explotación subterránea se fundamenta en la geometría del yacimiento y el tipo de control de estabilidad del macizo. Según (Campos Arzapalo, 2013), este sistema de clasificación (figura 12) permite seleccionar la técnica de minado basándose en la forma del cuerpo mineralizado y el grado de soporte requerido durante la extracción.

Figura12. Clasificación de los métodos de minería subterránea basada en la geometría y soporte del yacimiento

Forma del yacimiento, (inclinación)		Sin soporte	Grado de soporte soportado	Excavado
Tabular	Plano (uso de móviles para transportar mineral)	Cámaras y pilares; relaves y pilares	Dragas o soportes artificiales para "cámaras y pilares" y stope and pillar	Paredes amplias (paredes cortas); pilares (cámaras y pilares)
	Inclinado (uso de móviles y gravedad para transportar mineral)	Sobre los camiones Amplia sección de túneles (or strike)	Arriba con raspadores Amplia sección de túneles con soporte artificial	Paredes amplias (con dificultad)
	Empinado (vertical) (traslado del mineral por gravedad)	Carbón hidráulico	Shrinkage stoping; Corte y relleno ascendente	Sublevel caving
		Sublevel stoping	Enmaderado estático (cuadros de Madera)	Corte superior (control de dilución y recuperación)
		Retiro del cráter vertical	Necesita relleno	
		Shrinkage stoping	Es necesario Relleno por gravedad	
Masivo		Relleno por gravedad Para remover los pilares, se puede explotar y después rellenar horizontalmente		Rellenar de inmediato horizontalmente Exploración de cuevas (bulk mining)

Fuente: Elección de métodos de explotación minera, por Campos (Campos Arzapalo, 2013) Revista Seguridad Minera, (96).

2.8. MÉTODO DE SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN DE NICHOLAS

El Método de Selección de Nicholas (1981) constituye un sistema de valoración numérica diseñado para reducir la subjetividad en la elección de técnicas de minado subterráneo. Este enfoque metodológico evalúa sistemáticamente tres parámetros críticos: la geometría del yacimiento, la distribución de leyes y la competencia geomecánica del macizo rocoso (tanto del cuerpo mineralizado como de las cajas). Mediante la asignación de puntajes a variables como la potencia de veta, el buzamiento y la resistencia de la roca, el modelo jerarquiza los métodos de explotación más viables. Según (Nicholas, 1981b) este procesamiento de datos medibles permite validar científicamente la transición de una selección basada solo en la experiencia hacia un diseño de ingeniería

robusto que garantiza la estabilidad y optimiza la productividad del proyecto minero.

Figura13. Clasificación de la Geometría y Distribución de Ley para Diferentes Métodos de Minado

Mining Method	General Shape			Ore Thickness				Ore Plunge			Grade Distribution		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Open Pit	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room & Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut & Fill	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

M = Massive T/P = Tabular or Platy I = Irregular	N = Narrow I = Intermediate T = Thick VT = Very Thick	F = Flat I = Intermediate S = Steep	U = Uniform G = Gradational E = Erratic
--	--	---	---

Fuente:(Nicholas, 1981a)

2.9. CLASIFICACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES

De acuerdo con (Huamán Montes, 2023), la gestión de proyectos de inversión minera exige una categorización estricta del potencial geológico para determinar su viabilidad económica. Esta clasificación se divide en dos grandes grupos:

A. Recursos Minerales

Se definen como concentraciones naturales cuya explotación es técnica y económicamente posible en el futuro. Según el nivel de confianza geológica, se subdividen en:

Recursos Inferidos: Basados en evidencias geológicas limitadas; presentan el menor grado de confianza.

Recursos Indicados: Cuentan con una confianza razonable, permitiendo una planificación minera preliminar.

Recursos Medidos: Poseen el nivel más alto de precisión, estableciendo con rigor leyes y volúmenes.

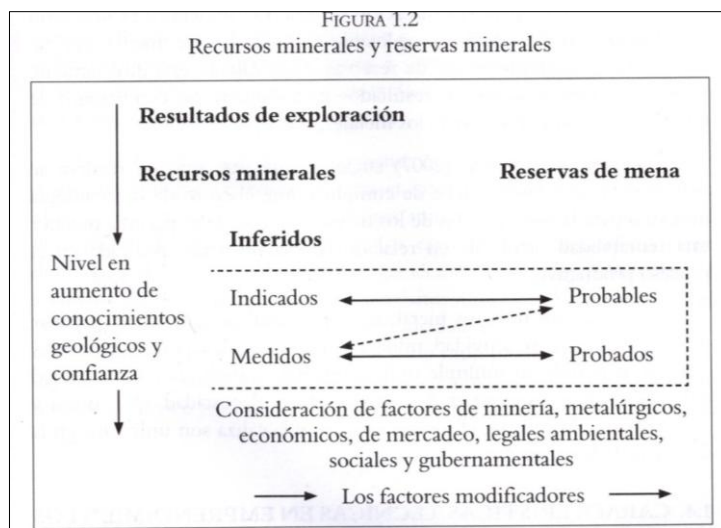
B. Reservas de Mena

Representan la fracción del recurso (medido o indicado) que es económicamente explotable tras aplicar los "factores modificadores" (mineros, metalúrgicos, económicos, sociales y legales). Según su disponibilidad técnica, se clasifican en:

Reserva mineral accesible: Aquella constituida por blocks ya desarrollados mediante labores (galerías, chimeneas, subniveles) o sondajes, listos para entrar a la etapa de preparación y explotación inmediata.

Reserva mineral eventualmente accesible: Blocks que, aunque están expeditos para su explotación, requieren financiamiento previo para ejecutar labores de desarrollo o rehabilitación, condicionado a que el valor del mineral cubra los costos totales de inversión.

Figura14. Relación entre recursos minerales y reservas minerales.



Extraído de Formulación y Evaluación de Proyectos Mineros (p. 29), por(Huamán Montes, 2023). Lima, Perú.

2.10. CIRCADO DE VETA EN EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

La técnica del circado en el método de corte y relleno ascendente es una estrategia de minado selectivo esencial para vetas angostas. Este procedimiento permite la voladura separada del mineral y el estéril, utilizando este último como material de relleno inmediato para estabilizar las cajas. De acuerdo con la Guía de (Osinergmin, 2017), la aplicación de este método se fundamenta en la clasificación geomecánica del macizo (RMR), donde el relleno actúa como soporte mecánico crítico para el techo y los hastiales. Esta integración técnica permite que el circado reduzca drásticamente la dilución operativa, adaptándose a las irregularidades geométricas de la veta mientras mantiene condiciones de seguridad óptimas en la labor, la eficacia del circado garantiza la recuperación económica del yacimiento al optimizar los ciclos de transporte y carguío mediante el control riguroso del ancho de minado.

2.11. DELIMITACIÓN DEL TAJO DE EXPLOTACIÓN

La delimitación de un tajo de minado en estructuras vetiformes es un proceso crítico que integra factores geológicos, geomecánicos y económicos. De acuerdo con (Campos Arzapalo, 2013), este diseño se inicia tras la culminación de los estudios de ingeniería, donde se definen los hitos de las regiones que serán explotadas bajo métodos prospectivos. En este contexto, la delimitación del tajo debe ajustarse estrictamente a la geometría del yacimiento para maximizar la recuperación del mineral.

2.12. LABOREOS MINEROS EN MINERÍA SUBTERRÁNEA

Segun (López Jimeno et al., 2003), el ciclo de vida de una mina subterránea depende de una infraestructura de excavaciones planificada cronológicamente para garantizar el acceso, la extracción y la seguridad.

A. LABORES DE EXPLORACIÓN

(López Jimeno et al., 2003) define las labores de exploración como las obras mineras preliminares destinadas a reconocer la geometría y leyes del depósito mineral. Estas excavaciones, que incluyen galerías y sondeos, son esenciales para reducir la incertidumbre geológica y determinar la factibilidad técnica y económica antes de la inversión mayor.

B. LABORES DE DESARROLLO:

Según(López Jimeno et al., 2003), son excavaciones principales que comunican el yacimiento con el exterior o niveles base. Incluyen galerías, cruceros y rampas, cuya finalidad es establecer las vías de transporte, ventilación y servicios auxiliares permanentes.

C.LABORES DE PREPARACIÓN:

Constituyen las excavaciones necesarias para fragmentar y extraer el mineral de un tajo específico. Conforme a la Guía de (Osinergmin, 2017) y (López Jimeno et al., 2003), estas incluyen subniveles, chimeneas de preparación y echaderos que delimitan el block mineralizado para su posterior rotura.

D. ECHADERO:

Es una labor vertical o inclinada diseñada para el traspaso de mineral por gravedad hacia niveles de acarreo inferiores. (López Jimeno et al., 2003) enfatiza que su diseño debe prevenir el atascamiento y el desgaste excesivo de las paredes mediante un control geomecánico.

E. LABORES DE EXPLOTACIÓN:

Son las cavidades resultantes de la extracción directa del mineral (tajos). En el método de corte y relleno, estas labores son dinámicas y su estabilidad depende directamente de la secuencia de minado y el soporte aplicado.

F. ACARREO Y TRANSPORTE:

El acarreo comprende el movimiento del mineral desde el frente de trabajo hasta el echadero o nivel de transferencia, mientras que el transporte es el traslado masivo hacia la planta.(Huamán Montes, 2023).

H. RELLENO:

Operación crítica en métodos ascendentes donde se introduce material (detrítico o hidráulico) en el tajo vacío.(Campos Arzapalo, 2013), el relleno no solo es un residuo operativo, sino que actúa como el soporte mecánico principal para evitar el colapso de las cajas.

2.13. ETAPAS DE UN PROYECTO DE INVERSIÓN MINERA

Para (Huamán Montes, 2023), el desarrollo de una mina no es un evento aislado, sino un proceso de gestión de riesgos donde la certidumbre técnica aumenta conforme se avanza en las etapas. A continuación, se detallan las fases del proyecto:

2.13.1. FASE DE PREINVERSIÓN

Es el periodo de gestación técnica y económica donde se busca minimizar la incertidumbre del capital mediante estudios de ingeniería progresivos.

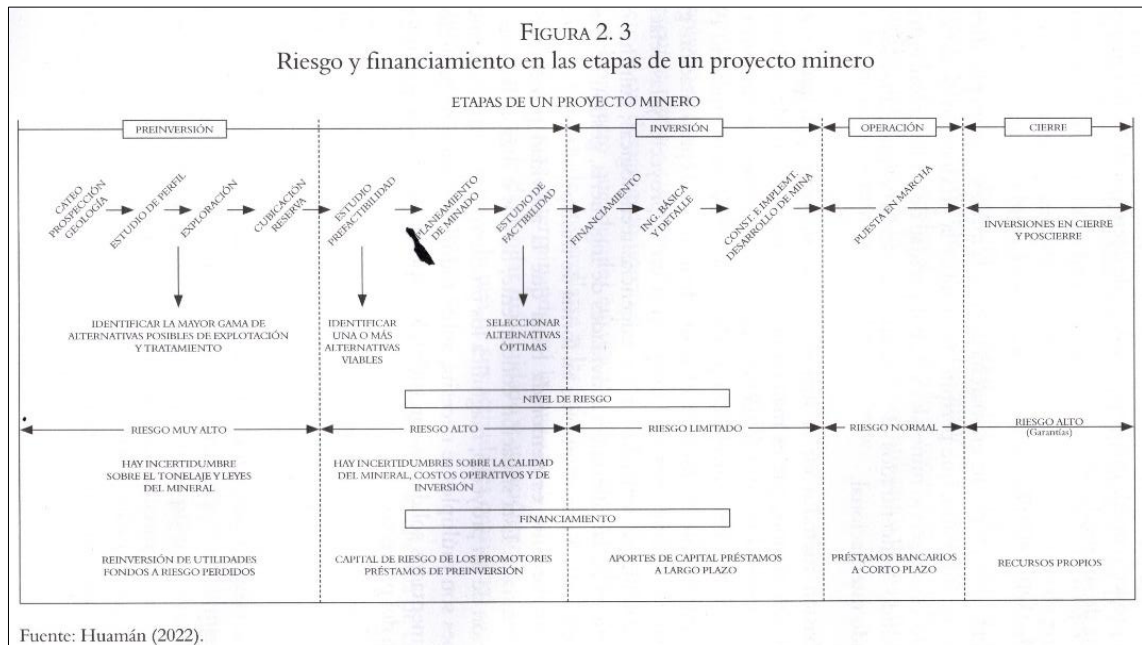
- **Estudios Preliminares (Cateo y Prospección):** Representa el primer contacto con el área de interés. Consiste en el reconocimiento físico de anomalías geológicas en la superficie. Según (Huamán Montes, 2023), esta etapa no solo busca mineral, sino que establece los indicios de un "recurso geológico" mediante mapeos geoquímicos y geofísicos iniciales. Es una etapa de alto riesgo donde se decide si el prospecto merece la inversión de perforaciones diamantinas.
- **Estudio de Prefactibilidad (Pre-feasibility Study):** En esta etapa se seleccionan las mejores alternativas técnicas para el minado y procesamiento. Se realiza una evaluación económica preliminar para descartar métodos inviables. Según (Huamán Montes, 2023) aquí se define el perfil del proyecto, estimando las reservas minerales con un margen de error menor y estableciendo los primeros lineamientos del flujo de caja proyectado.
- **Estudio de Factibilidad (Feasibility Study):** Es el documento técnico-económico final que sustenta la decisión de inversión definitiva. En este nivel, la ingeniería está lo suficientemente avanzada como para garantizar la rentabilidad del proyecto. (Huamán Montes, 2023) enfatiza que un estudio de factibilidad sólido es "bancable", es decir, posee la precisión necesaria en el cálculo del **VAN (Valor Actual Neto)** y la **TIR (Tasa Interna de Retorno)** para que entidades financieras otorguen los préstamos requeridos.

2.13.2. FASE DE INVERSIÓN

Comprende la ejecución física y financiera. Es el periodo donde se materializa la infraestructura y se consume la mayor parte del capital (CAPEX).

- **Financiamiento y Estructuración:** Consiste en la obtención de los recursos económicos necesarios. (Huamán Montes, 2023) sostiene que la estrategia de financiamiento debe equilibrar el aporte de capital propio y el endeudamiento externo, asegurando que el costo del capital no supere la rentabilidad esperada del yacimiento.
- **Ingeniería Básica y de Detalle:** Se traduce la visión de la factibilidad en planos constructivos y especificaciones de procura. Se diseñan al detalle las labores de acceso (como galerías de 1.80x2.10), los sistemas de ventilación, sostenimiento y la planta de beneficio. Para (Huamán Montes, 2023), una ingeniería de detalle deficiente es la principal causa de sobrecostos durante la construcción.
- **Construcción y Montaje:** Es la etapa de ejecución masiva de obras civiles, excavaciones subterráneas e instalación de equipos industriales. Aquí se desarrollan los accesos principales a la veta y se instalan los servicios auxiliares. El objetivo es cumplir con el cronograma para evitar el retraso de la puesta en marcha, lo que afectaría negativamente el periodo de recuperación de la inversión (Payback).
- **Operación y Producción:** Es la fase donde se genera el flujo de caja positivo. Comprende la extracción de mineral y su tratamiento metalúrgico. (Huamán Montes, 2023) señala que el éxito de esta etapa depende de la gestión eficiente de los costos operativos (OPEX), donde la productividad de la perforación y voladura juega un papel determinante en el margen de utilidad neta.

Figura15. Riesgo y financiamiento en las etapas de un proyecto minero



Fuente: (Huamán Montes, 2023)

2.13.3. FASE DE CIERRE DE MINA

Cierre y Post-cierre: Consiste en el cese de operaciones y la rehabilitación ambiental de las áreas impactadas. Según (Huamán Montes, 2023), el cierre debe planificarse desde el inicio del proyecto para garantizar la estabilidad física y química de los depósitos de relaves y las labores mineras, cumpliendo con la responsabilidad social y la normativa legal vigente para evitar pasivos ambientales.

2.13.4. ESTÁNDARES DE REPORTE INTERNACIONAL Y VIABILIDAD ECONÓMICA (NORMA NI 43-101)

Para la presentación de los resultados financieros del proyecto de la Estructura Santa Rita, la estructuración de los costos y el análisis de equilibrio se alinean con las directrices del National Instrument 43-101 (NI 43-101) de la Canadian Securities Administrators (CSA) bajo los lineamientos del formulario técnico Form 43-101F1 (Ontario Securities Commission (OSC), 2025)

La aplicación de esta norma se enfoca en tres puntos de importancia:

2.13.4.1. A. Capital and Operating Costs según el Item 21

El estándar NI 43-101, en su Item 21, exige que las estimaciones de costos presenten una separación entre las inversiones de capital inicial y los costos operativos. Bajo esta pauta, el presupuesto del proyecto (Project Budget) se ha estructurado dividiendo de forma estricta los requerimientos de capital fijo (CAPEX) y el capital de trabajo (Working Capital), garantizando que los costos de operación (OPEX) proyectados no se mezclen dentro de la inversión inicial, y así se traten como variables operativas del flujo de caja (Canadian Institute of Mining, 2024)

2.13.4.2. B. (Economic Analysis) Análisis de Sensibilidad y Viabilidad bajo el Item 22

El Item 22 del Form 43-101F1 establece que cualquier propiedad mineral en etapa avanzada debe contar con un análisis económico detallado basado en flujos de caja anuales, impuestos aplicables y evaluaciones de sensibilidad. Esto exige explícitamente la presentación y discusión del Valor Actual Neto (VAN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y el periodo de recuperación de la inversión (Payback Period). (Ontario Securities Commission (OSC), 2025)

En esta investigación, la viabilidad financiera se valida a través del cálculo del VAN y la TIR para demostrar la rentabilidad del proyecto sobre la tasa de descuento, el cálculo del Punto de Equilibrio Económico y Financiero funciona como un análisis de sensibilidad.

2.13.4.3. C. Justificación de Reservas Minerales y Ley de Corte

Desde la perspectiva de los estándares de reporte de recursos y reservas de la CIM (Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum), un depósito de mineral no puede ser clasificado como "Reserva Mineral" (Probada o Probable) a menos que se demuestre fehacientemente su viabilidad económica mediante un estudio técnico (Pre-Factibilidad o Factibilidad). El cálculo del punto de equilibrio (tonelaje mínimo requerido) es el sustento matemático indispensable para validar la ley de corte (Cut-off), garantizando que el material extraído de la Estructura Santa Rita sea económicamente explotable en las condiciones financieras analizadas. (Canadian Institute of Mining, 2024)

2.14. FUNDAMENTOS DE LA INVERSIÓN TOTAL EN PROYECTOS MINEROS

los elementos de la inversión total están constituidos por inversión inicial de activos fijos tangibles y activos fijos intangibles, y el capital de trabajo, estos constituyen el conjunto de recursos necesarios para la operación normal del proyecto

2.14.1. INVERSIÓN FIJA

(Huamán Montes, 2023) la inversión fija comprende los desembolsos en activos necesarios para establecer la infraestructura operativa. Los activos tangibles incluyen maquinaria pesada, equipos de minado y obras civiles (campamentos, plantas), los cuales son sujetos a depreciación. Por otro lado, los activos intangibles abarcan los gastos de organización, estudios de factibilidad y derechos de concesión, los cuales se recuperan mediante la amortización de intangibles a lo largo de la vida del proyecto.

2.14.2. CAPITAL DE TRABAJO

(Huamán Montes, 2023) el capital de trabajo es el conjunto de recursos financieros necesarios para garantizar la operación normal de la mina durante el ciclo de producción, antes de percibir los ingresos por ventas. Su importancia radica en cubrir los costos de planillas, suministros e inventarios en el inicio de la operación minera, asegurando la liquidez necesaria para que la unidad minera no se detenga por falta de insumos básicos.

2.14.3. ESTRUCTURA DE COSTOS OPERATIVOS

La estructura de costos permite determinar la eficiencia de la explotación. (Huamán Montes, 2023) los clasifica en:

- **Costos Directos:** Gastos vinculados directamente a la extracción, como perforación, voladura y limpieza.
- **Servicios Auxiliares:** Incluyen insumos críticos como combustibles, lubricantes y neumáticos para el equipo pesado.
- **Gastos Administrativos:** Costos de gestión, supervisión y servicios generales de la unidad minera que, sumados a los operativos, conforman el costo total de producción.

2.14.4. Project Budget (CAPEX)

El Project Budget constituye la consolidación estratégica de las necesidades de capital iniciales en minería. Este presupuesto integra la inversión en activos fijos (CAPEX) y la provisión de capital de trabajo, permitiendo evaluar la viabilidad financiera del proyecto al diferenciarlos técnicamente de los costos operativos recurrentes, los cuales son modelados posteriormente mediante flujos de caja proyectados. (Gentry, 1984),

2.14.5. Los costos operativos (Operating Costs u OPEX)

comprenden todos los desembolsos recurrentes necesarios para la ejecución del proceso minero. A diferencia de las inversiones de capital, estos costos se modelan como salidas de efectivo proyectadas en función del volumen de producción, siendo fundamentales para determinar la rentabilidad operativa y la sostenibilidad del flujo de caja del proyecto. Según (Gentry, 1984),

2.14.5.1. Costo Fijo (CF):

Son aquellos desembolsos que no varían con el volumen de producción. Aunque se aumente la producción de unidades en mayor cantidad siempre permanecen igual los gastos fijos. Ejemplo: sueldos de gerentes, superintendente, gerente de operaciones, sueldo del contador, jefe del personal, depreciación, alquileres, amortización de deuda, gastos de investigación, etc."(Huamán Montes, 2023).

2.14.5.2. Costo Variable (CV):

"Se define como el costo total del factor de producción variable en cada uno de los niveles de producción que pueden ser internos o externos"(Huamán Montes, 2023). Bajo esta categoría, el autor clasifica de manera literal los siguientes rubros:

- Mano obra directa
- Materiales directos
- Combustible
- Primas por sobretiempo
- Gastos venta

2.15. EVALUACIÓN ECONÓMICA Y FINANCIERA

2.15.1. LEY DE CORTE (CUT-OFF TÉCNICO-ECONÓMICO)

(Huamán Montes, 2023) la ley de corte es el valor mínimo de metal que debe contener una tonelada métrica de mineral para que su explotación sea económicamente viable. Este parámetro separa el mineral del desmonte y se calcula considerando los costos de operación, los gastos de procesamiento y el precio de mercado de los commodities.

2.15.2. PUNTO DE EQUILIBRIO FINANCIERO (Q)

(Huamán Montes, 2023) El punto de equilibrio financiero debe garantizar la obtención de fondos para cubrir todas las obligaciones de la empresa minera. Para determinar este flujo de caja de equilibrio, el autor establece que se debe ajustar la utilidad después de impuestos: adicionando la depreciación (puesto que no representa una salida real de efectivo) y restando las obligaciones de amortización, el pago de impuestos y la retención de un nivel mínimo de caja. Partiendo de la premisa de que el cobro de las ventas es al contado, la relación matemática iguala este flujo a cero y despeja la cantidad a producir (Q) de la siguiente manera:

$$Q = \frac{A + C - D + CF(1 - t)}{(P - CVu)(1 - t)}$$

Donde:

Q= Punto de equilibrio financiero (Tonelaje a producir).

A= Amortización de obligaciones.

C= Saldo mínimo de caja deseado.

D= Depreciación.

CF= Costos Fijos totales.

t= Tasa impositiva (Impuesto a la Renta 29.5% en Perú 2025)

P= Precio de venta unitario del mineral.

CVu=Costo Variable unitario.

2.15.3. FLUJO DE CAJA ECONÓMICO VS. FINANCIERO

(Huamán Montes, 2023) establece que el Flujo de Caja Económico mide la rentabilidad del proyecto por sí solo, sin considerar la fuente de financiamiento. En contraste, el Flujo de Caja Financiero incorpora el efecto del apalancamiento (préstamos), incluyendo el servicio de la deuda y el escudo fiscal, para medir la rentabilidad real del inversionista.

2.15.4. INDICADORES DE RENTABILIDAD

Para determinar la viabilidad, (Huamán Montes, 2023) detalla los siguientes indicadores:

- VANE / VANF: El Valor Actual Neto mide la riqueza incremental creada, expresada en valores de hoy.
- TIRE / TIRF: La Tasa Interna de Retorno representa la rentabilidad porcentual anualizada que genera el capital invertido.
- Relación B/C: Indica cuántos soles de beneficio se obtienen por cada sol invertido.
- PRI: Periodo de Recuperación de la Inversión, indicando el tiempo necesario para igualar la inversión inicial con los flujos de caja netos.

2.16. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD Y RIESGO

Consiste en evaluar cómo varía la rentabilidad del proyecto ante cambios en variables críticas. Según (Huamán Montes, 2023):

Precio del Oro: Se analiza cómo una caída en la cotización internacional afecta el VAN y la TIRE.

Costos de Operación: Evalúa el impacto del incremento en precios de insumos o mano de obra sobre la viabilidad financiera del proyecto.

2.17. HIPOTESIS

2.17.1. HIPOTESIS GENERAL

Con la Preparación General de La Estructura Santa Rita Se Alcanzará La Extracción De Recursos Auríferos Obteniendo Beneficio Económico En La Empresa Minera San Luis II S.A. 2025.

2.17.2. HIPOTESIS ESPECIFICA

- El dimensionamiento de las labores exploración, desarrollo, preparación y explotación Permite La Cubicación Y Delimitación De Las Reservas De Mineral En La Estructura Santa Rita.
- La Caracterización Geomecánica Permite Establecer el Diseño de labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en la estructura Santa Rita.
- Al Determinar los costos operativos, la inversión inicial y la fluctuación del precio del oro se determinará la viabilidad financiera de la explotación en la estructura Santa Rita

2.18. VARIABLES E INDICADORES

2.18.1. VARIABLES INDEPENDIENTES

- PREPARACIÓN GENERAL DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA.

INDICADORES:

- Metros Lineales De Avance (M).
- Tipo de método de explotación
- Labores De exploración, desarrollo, preparación y explotación
- Caracterización Del Macizo Rocosó (RMR).

2.18.2. VARIABLES DEPENDIENTE

- EXPLOTACIÓN DE RECURSOS AURÍFEROS.

INDICADORES:

- Producción Proyectada (Tm/anual).
- Valor Actual Neto (VAN).
- Tasa Interna De Retorno (TIR).
- Beneficio/Costo
- Periodo de Recuperación de la Inversión (PRI)
- Cut-off-Ley de Corte Operativa. (g/TM)

2.19. OPERACIONALIZACION DE VARIABLES

Tabla3. Operacionalización de Variables

Variables	Definición Conceptual	Dimensiones	Indicadores
VI - Preparación general de la estructura Santa Rita	Conjunto de excavaciones subterráneas diseñadas y ejecutadas para acceder, delimitar y acondicionar el block mineralizado, garantizando la estabilidad del macizo para su futura extracción.	Diseño y Avance Físico	Metros lineales de avance (m)
		Infraestructura Minera	Labores De exploración, desarrollo, preparación y explotación (Cantidad/Tipo)
		Caracterización Geomecánica	Valoración del macizo rocoso (Índice RMR)
VD - Explotación de recursos auríferos	Proceso de extracción del mineral de oro que busca maximizar la recuperación de las reservas asegurando la viabilidad y rentabilidad financiera del proyecto.	Producción y Calidad del Mineral	Producción proyectada (TM)
			Ley del mineral (g/TM)
		Evaluación Económica y Financiera	Valor Actual Neto (VAN).
			Tasa Interna De Retorno (TIR).
			Beneficio/Costo (B/C)
			Periodo de Recuperación de la Inversión (PRI)
			Cut-off-(Ley de Corte Operativa).

Fuente: elaboración propia

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1. MARCO METODOLÓGICO

3.1.1. TIPO DE INVESTIGACION

- El presente trabajo de investigación tiene las condiciones metodológicas de una Investigación Básica.

3.1.2. NIVEL DE INVESTIGACION -ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

- Descriptivo

3.1.3. DISEÑO METODOLOGICO

- El diseño de la investigación es no experimental, transversal descriptivo.

3.1.4. POBLACIÓN

- Está compuesta por las labores Generales como: exploración, desarrollo, preparación y explotación en la Empresa Minera San Luis II s.a que serán aplicadas en las actividades mineras en la estructura Santa Rita.

3.1.5. MUESTRA

- Está conformado por el diseño del Block de minado en la estructura Santa Rita entre la progresiva 0+130 a 0+170 de la galería 2235.

3.2. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.2.1. Técnicas de recolección de datos

De acuerdo con (Hernández Sampieri et al., 2014) recolectar los datos implica seleccionar un método de recolección válido y confiable para medir las variables de estudio, y preparar dichas mediciones para su análisis. En el presente trabajo, se aplicarán las siguientes técnicas según cada variable:

A. Para la Variable Independiente: Preparación general de la estructura Santa Rita

Observación directa y sistemática: Esta técnica se aplicará *in situ* (interior mina) para evaluar físicamente el estado de las labores, medir los avances lineales y registrar las características geomecánicas del macizo rocoso para el cálculo del RMR.

Análisis documental y de gabinete: Consiste en la recopilación, revisión y análisis crítico de información técnica preexistente, como reportes topográficos, planos geológicos, perfiles de proyectos anteriores.

B. Para la Variable Dependiente: Explotación de recursos auríferos

Análisis de registros operativos y reportes de ensayos: Esta técnica consiste en la recopilación de los datos generados por el departamento de geología de la unidad minera. De acuerdo con (Hernández Sampieri et al., 2014), se trata de la utilización de archivos y registros existentes para extraer información válida. En este caso, se recolectarán los resultados de las leyes de mineral (onzas/TM) obtenidos de los muestreos por canales realizados por la empresa, para su posterior procesamiento estadístico y evaluación económica de la explotación.

3.2.2. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos son los recursos tangibles, mecánicos y digitales mediante los cuales se materializan las técnicas para registrar la información. Para esta investigación, se utilizarán los siguientes:

- **Instrumentos de medición en campo:** Se empleará cinta métrica (flexómetro) o distanciómetro láser para la cuantificación exacta de los metros lineales de avance en las labores de desarrollo y preparación. Asimismo, se utilizará una brújula geológica (tipo Brunton) para el levantamiento estructural, midiendo el rumbo y buzamiento de la veta.
- **Formatos y fichas de registro:** Fichas de levantamiento geomecánico (para el mapeo de discontinuidades), libretas de topografía y formatos de control de avance diario.
- **Equipos e instrumentos informáticos:** El procesamiento de la información se realizará mediante equipos de cómputo (laptops de equipados con software en ingeniería minera).

3.3. DESARROLLO DE LA TESIS

3.3.1. GEOMETRIA DEL CUERPO MINERALIZADO

(Franz Nemeth, 1991) las características geológicas de un yacimiento no solo definen la génesis del mineral, sino que establecen las restricciones tecnológicas para su extracción, las estructuras con potencias inferiores a los 0.50 m requieren métodos de explotación de alta selectividad para evitar la dilución excesiva del mineral.

Para el caso de vetas angostas, como la Veta Santa Rita, el diseño de minado se condiciona en la geometría, la continuidad y la competencia de la estructura, con una potencia promedio de 0.20 m hace que se aplique el método del circado y así garantizar la calidad del mineral

Buzamiento y Disposición Espacial: La estructura Santa Rita tiene un buzamiento pronunciado promedio de 65°

Competencia de las Cajas (Caja Techo y Caja Piso): la competencia geomecánica de las rocas encajonantes define la longitud del block de explotación. Si las cajas son competentes, se pueden proyectar blocks más largos, optimizando el Índice de Labores de Preparación.

3.3.1.1. MODELO GEOLOGICO

El modelo geológico de la Estructura Veta Santa Rita se constituye como la representación tridimensional y paramétrica de la estructura mineralizada, fundamentada en la integración de datos de mapeo geológico, el modelo se ha centrado en la delimitación geométrica de la veta, la cual presenta una potencia promedio de 0.20 m.

El modelo geológico de la Veta Santa Rita se integra en las unidades intrusivas de la Super unidad San Luis del Batolito de la Costa, El área de estudio se localiza específicamente en una zona superficial de óxidos de origen supérgeno, la estructura se hospeda principalmente en rocas de composición intermedia a básica, específicamente andesitas y cuarzodioritas, las cuales actúan como rocas caja competentes que presentan un contacto neto y definido con la mineralización facilitando la selectividad durante el minado.

La mineralogía en este horizonte oxidado está caracterizada predominantemente por la hematita como mineral principal, la cual se presenta asociada a cuarzo hialino, pirita y oro nativo de ocurrencia microscópica, con

contenidos subordinados de galena y calcopirita. Estructuralmente, la veta se define como un sistema de relleno de fisura con una dirección de rumbo promedio de N 50° W y un buzamiento pronunciado de hasta 70° NE

Figura16. Observación macroscópica de mineralización en matriz de cuarzo, Estructura Santa Rita.



Fuente: Elaboración propia.

3.3.2. ESTIMACION DE RECURSOS Y RESERVAS

3.3.2.1. ESTIMACION DE RECURSOS:

los recursos minerales representan la cuantificación técnica de la mineralización in-situ, definida por su continuidad geológica y ley económica, Para la estructura Santa Rita, el cálculo de recursos se ha realizado bajo una interpretación estrictamente geológica

Tabla4. Estimación de Recursos Minerales -Estructura Santa Rita

Estimacion de Recursos Minerales -Estructura Santa Rita					
CLASIFICACION	TONELADAS	Au(g/TM)	POTENCIA m	gr-Eq-Au	Oz Eq-Au
INDICADO	2504.25	3.05	0.2	14907.84	479.3517685
MEDIDO	12600.75	2.93	0.15	30551.85	982.3745981
Total Recursos	15105	2.99	0.175	45459.69	1461.726367

Fuente: Elaboración propia, con datos del Departamento de Geología de la Empresa Minera San Luis II S.A.

3.3.2.2. ESTIMACION DE RESERVAS:

las reservas minerales constituyen la fracción del recurso que es económicamente explotable y técnicamente recuperable bajo un método de minado específico. De manera que la estrategia del circado se proyecta un ancho de minado económico de 0.25 m, el cual integra el ancho de veta original más un margen de 0.05 m de dilución por limpieza y desprendimiento de cajas.

Tabla5. Estimación de Recursos Minerales -Estructura Santa Rita

Estimacion de Reservas Minerales -Estructura Santa Rita					
CLASIFICACION	TONELADAS	Au(g/TM)	POTENCIA m	gr-Eq-Au	Oz Eq-Au
PROBADAS	1325	5.25	0.25	6956.25	223.6736334
PROBABLES	1272	4.78	0.2	6080.16	195.503537
Total Reservas	2597	5.015	0.225	13036.41	419.1771704

Fuente: Elaboración propia, con datos del Departamento de Geología de la Empresa Minera San Luis II S.A.

3.3.3.MODELO GEOMECANICO

3.3.3.1. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.

Recopilación datos de campo en la Galería 2235

Para el desarrollo de la caracterización geomecánica, se procedió a la toma de datos primarios directamente en la Galería 2235 excavada en dirección 60° NW, labor principal de acceso a la Estructura Santa Rita dentro de la U.M. San Luis II. Esta recopilación se realizó mediante el establecimiento de estaciones geomecánicas detalladas en los frentes de avance y paredes de la labor, priorizando la zona de estudio entre las progresivas 0+130 y 0+170 de la Galería 2235.

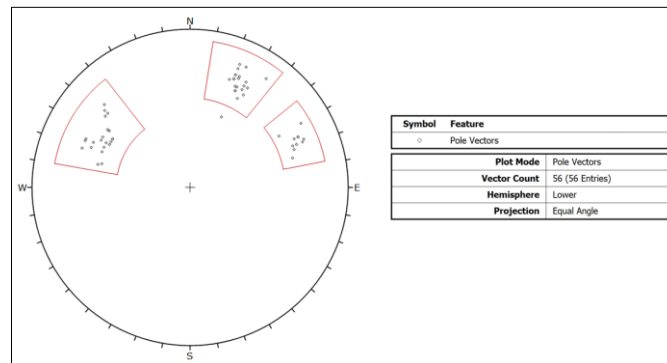
se recolectaron los siguientes parámetros críticos:

- Resistencia de la roca intacta $\sigma_c=228.334$ MPa.
- Orientación de discontinuidades: Medición de rumbo y buzamiento de las tres familias de juntas principales (J1, J2, J3) , donde
- J1: Se considera la familia predominante identificada en el análisis cinemático, priorizando las características de la estructura principal (Veta Santa Rita) por presentar las condiciones más críticas de persistencia y apertura.
- Condición de las juntas: Evaluación detallada de la rugosidad, apertura, tipo de relleno (óxidos) y grado de alteración de las paredes.
- Presencia de agua: Identificación del estado de humedad, clasificándose predominantemente como "seco" a "húmedo".
- Estimación del RQD: Calculado mediante el conteo de fracturas por metro lineal en la cara de las cocas encajonantes.

3.3.3.2. REPRESENTACIÓN ESTEREOGRÁFICA DE LAS DISCONTINUIDADES.

CONCENTRACIÓN DE POLOS DE LAS DISCONTINUIDADES

Figura17. concentración de polos de las discontinuidades

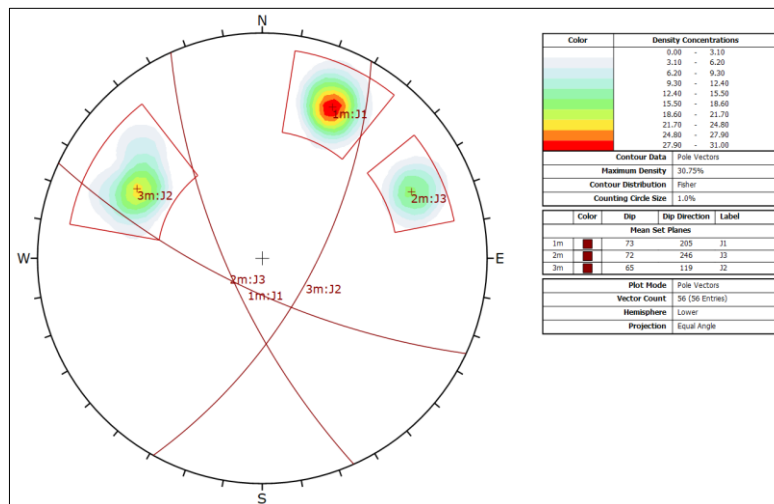


Fuente: Elaboración propia

Análisis de la concentración de polos de las discontinuidades en el programa Dips 7.0.

ANÁLISIS CINEMÁTICO DE LAS FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES J1, J2, J3

Figura18. determinación de familias de discontinuidades-programa Dips 7.0.



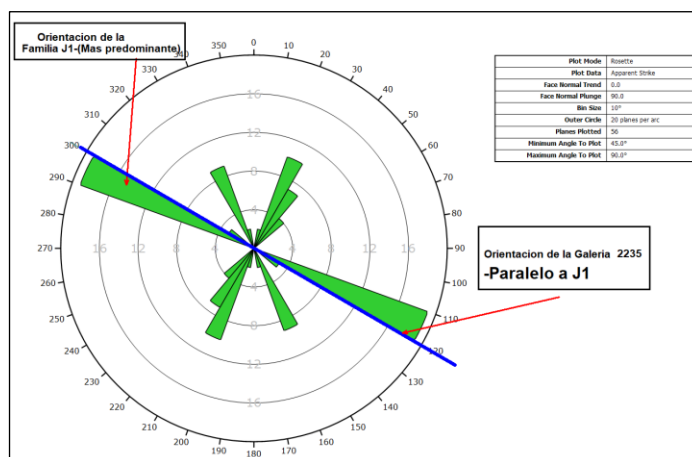
Fuente: Elaboración propia

Tabla6. Resumen de Resultados de Familias de Discontinuidades

Etiqueta de Familia	Buzamiento (Dip) (°)	Dirección de Buzamiento (Dip Dir) (°)
J1	73	205
J3	72	246
J2	65	119

Fuente: Elaboración propia

Figura19. ANÁLISIS DEL DIAGRA DE ROSETA DE LAS FAMILIAS DE J1 CON LA ESCABACION GALERIA 2235

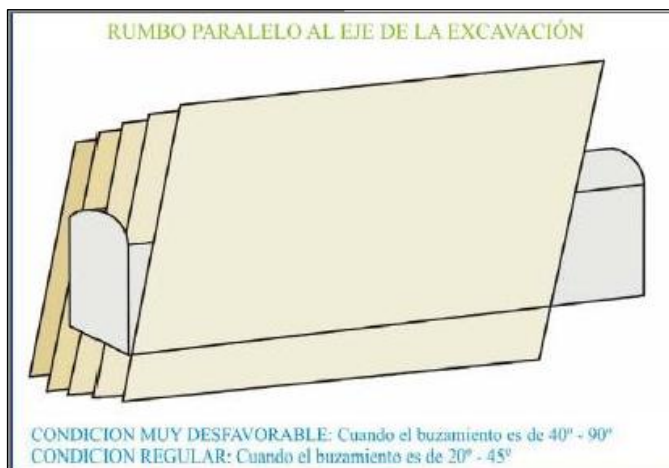


Fuente: Elaboración propia

Se observa que la orientación de la Galería 2235 es paralela con respecto a la Familia de discontinuidades J1

CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN

Figura20. Grafica que se acomoda a las condiciones



Fuente :software geo table

Condición desfavorable, buzamiento de la familia J1 70° promedio

3.3.3.3. ENSAYO DE CARGA PUNTUAL

En el laboratorio de mecánica de rocas de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNSCH, se emplea el equipo de carga puntual para evaluar la resistencia de las muestras. Según Brady y Brown (2005), este índice es fundamental para estimar la resistencia a la compresión uniaxial, esencial en el diseño de labores mineras.

Tabla7. Tabla de Valores experimentales de carga y diámetro: Ensayo de carga puntual

Muestra N°	Diámetro De [cm]	Carga P [kN]
1	3.1	6.8
2	2.8	7
3	3.6	15.5
4	2.9	7.5
5	3	8
6	3.1	8.5
7	3.2	9
8	3.3	9.5
9	3.4	10
10	3.1	13.8

debido a la naturaleza de los ensayos de carga puntual sobre fragmentos irregulares, se utilizó la distancia entre puntas del equipo de carga puntual (D) como la dimensión representativa del diámetro equivalente ($D \approx D_e$).

El índice de resistencia a la carga puntual (I_s) se define mediante la relación entre la carga de rotura (P) en kN y el cuadrado del diámetro equivalente de la muestra (De) en cm, expresado como:

$$I_s = \frac{P}{De^2} \quad \left[\frac{kN}{cm^2} \right] \quad (\text{ISRM, 1985; Brady y Brown, 2005}).$$

Entonces:

$$I_s [MPa] = \frac{P}{De^2} \left[\frac{kN}{cm^2} \right] \times 10$$

Para la estimación de la resistencia a la compresión uniaxial σ_c [Mpa] se estima multiplicando el índice de resistencia a la carga puntual corregido I_s por un factor de correlación K .

$$\sigma_c = 24 \times I_s \text{ en } [MPa]$$

Donde el factor $K=24$ es aplicado para muestras de roca tipo andesita, fundamentado en correlaciones empíricas de la mecánica de rocas (Brady y Brown, 2005; ISRM, 1985).

Por lo tanto, tabla quedaría de la siguiente manera:

Tabla8. Resumen de resultados del ensayo de carga puntual y cálculo de resistencia a la compresión uniaxial σ_c [Mpa] para muestras de andesita.

Muestra N°	Diametro De [cm]	Carga P [kN]	Is [kN/cm2]	Is [Mpa]	σ_c [Mpa]
1	3.1	6.8	0.7075963	7.0759625	169.8231009
2	2.8	7	0.8928571	8.9285714	214.2857143
3	3.6	15.5	1.1959877	11.959877	287.037037
4	2.9	7.5	0.8917955	8.9179548	214.0309156
5	3	8	0.8888889	8.8888889	213.3333333
6	3.1	8.5	0.8844953	8.8449532	212.2788762
7	3.2	9	0.8789063	8.7890625	210.9375
8	3.3	9.5	0.87236	8.7235996	209.3663912
9	3.4	10	0.8650519	8.650519	207.6124567
10	3.1	13.8	1.4360042	14.360042	344.640999

El valor promedio de resistencia a la compresión uniaxial obtenido es de $\sigma_c = 228.334$ MPa. Este parámetro geomecánico será un dato de entrada para el software GeoTable, permitiendo el procesamiento y modelamiento de la calidad del macizo rocoso en el área de estudio.

3.3.3.4. EVALUACION DEL RQD

Para calcular el RQD (Rock Quality Designation) a partir del número de juntas por metro, se utiliza una correlación indirecta propuesta por Priest y Hudson (1976).

$$RQD = 100 \cdot e^{(-0.1 \cdot \lambda)} \times ((0.1 \times \lambda) + 1)$$

$$\lambda = \frac{\# \text{ de Discontinuidades}}{\text{Longitud}}$$

$$\lambda = \frac{\# \text{ de Discontinuidades}}{\text{Longitud}} = 8 \text{ juntas/m}$$

Reemplazando:

$$RQD = 100 \cdot e^{(-0.1 \cdot 8)} \times ((0.1 \times 8) + 1) = 80.87 \%$$

3.3.3.5. CARACTERIZACIÓN RMR

Los valores de la tabla fueron ingresado al software GeoTable para el cálculo del RMR como se observa en la figura

Tabla9. Caracterización Geomecánica - Galería 2235

PARÁMETRO MECÁNICO	GEO	DESCRIPCIÓN	OBSERVACIONES TÉCNICAS (RMR 89)	VALOR
Litología		Andesita	Roca ígnea competente, de grano medio.	-
Resistencia σ_c		228.334 MPa	Roca Muy Fuerte Rango: 100 - 250 MPa.	12
RQD (Estimado)		80.87 %	Según frecuencia de fracturas (8 frac/m).	17
Espaciamiento		0.10 m	De la familia principal J1.	8
Persistencia		1 m - 3 m	Continuidad media.	4
Apertura		< 0.1 mm	Juntas cerradas. Condición Excelente.	5
Rugosidad		Rugoso	Superficie ondulada. Buena fricción inter-block.	5
Relleno		Relleno duro <5 mm	Relleno duro (Calcita).	4
Alteración/ Meteorización		Ligeramente alterada	Roca fresca, sin meteorización.	5
Agua Subterránea		Seco	Condición óptima. Sin presencia de flujo.	15
Orientación (J1)		Muy Desfavorable (Túneles)	Rumbo paralelo (300°) con buzamiento de 73°.	-12
TOTAL				63

Fuente: Elaboración Propia

Figura21. Cotejo con el programa Geotable

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Índice de Carga Puntual (MPa): ☐ > 10MPa ☐ 4-10MPa ☐ 2-4MPa ☐ 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa): ☐ > 250MPa ☒ 100-250MPa ☐ 50-100MPa ☐ 25-50MPa ☐ 5-25MPa ☐ 1-5MPa ☐ < 1MPa

Rating: 12

ROD (Índice de calidad de la roca)

75-90 % Rating: 17

Espaciamiento de discontinuidades

60-200mm Rating: 8

Condición de discontinuidades

Persistencia: 1-3m Apertura: <0.1mm Rugosidad: Rugoso

Relleno: Relleno duro <5mm Meteorización: ligeramente alterado Rating: 23

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min): Ninguno Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal): 0

Estado: Seco Rating: 15

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje: A favor del Buzamiento

Rumbo paralelo al eje del túnel: 45-90

En contra del Buzamiento: ☐ Tunnel o minas ☐ Cementaciones ☐ Taludes

Rating: -12

Calcular

RMR 63

Ver reporte

Fuente: software geo table

Da como resultado el valor de RMR 63

Figura22. Reporte de resultados programa Geotable

Reporte RMR

RMR: 63

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	80 - 61
Número de clase	II
Descripción	Roca buena

Significado de las clases de rocas

Número de clase	II
Tiempo de auto sostenimiento	1 año span 10 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	300 - 400
Ángulo de fricción de masa rocosa	35° - 45°

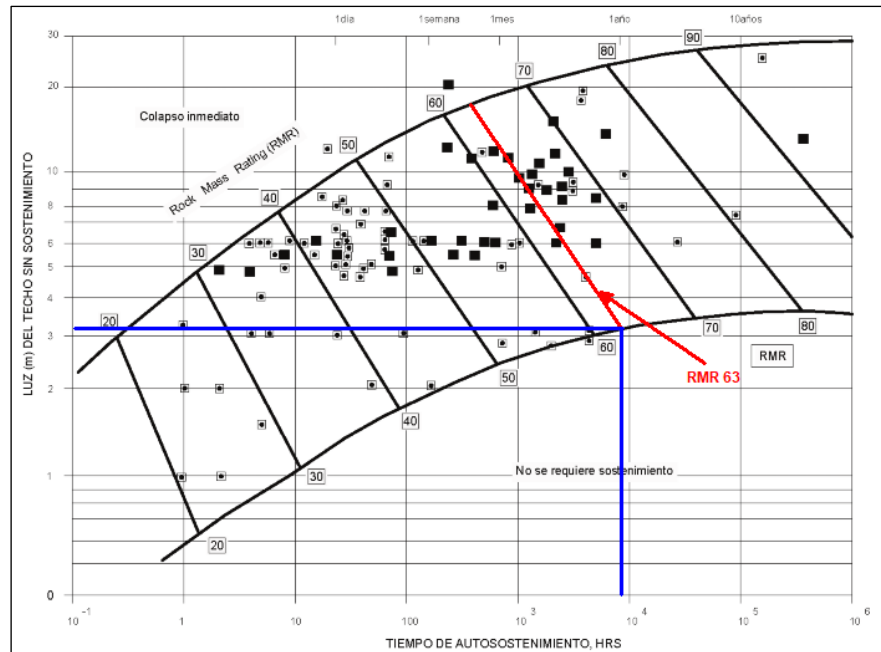
Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
II - Roca buena RMR: 61 - 80	Frente completo 1 - 1.5 m de avance. Sostenimiento completo a 20 m del frente	Localmente, pernos de 3 m en la corona, espaciados a 2.5 m con malla de alambre ocasionalmente	50 mm en la corona donde sea requerido	Ninguno

Salir **Ver gráfico de tiempo de sostenimiento**

Fuente: software geo table

Figura23. Determinación del tiempo de autosostenimiento para una luz crítica de 3.2 m con RMR 63



Fuente: Elaboración propia, adaptado de Bieniawski (1989).

se establece que a partir de los 3.2 metros de luz de techo, el tiempo de autosostenimiento se reduce a 8000 horas (aprox. 11 meses)

Para un RMR 63, se determina que a partir de los 3.2 metros de ancho de labor se requiere considerar el uso de sostenimiento. Dado que las secciones en la estructura Santa Rita no exceden los 2.40 metros, el diseño asegura la estabilidad por autosostenimiento. De modo que este criterio no excluye el uso de sostenimiento puntual o auxiliar (como puntales o pernos aislados) ante cambios locales en la calidad de la roca o presencia de discontinuidades desfavorables durante el proceso constructivo.

3.3.3.6. CARTILLA GEOMECÁNICA GSI DE LA EMPRESA

La cartilla geomecánica será define la herramienta de gestión de seguridad y operación, que servirá como guía técnica en la evaluación diaria de las labores de explotación y preparación en la unidad minera. La función más importante es permitir la identificación en tiempo real de las condiciones del macizo rocoso

para aplicar de manera inmediata el sostenimiento adecuado, así manteniendo la integridad del personal.

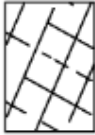
Objetivos de la Cartilla Geomecánica

- Estandarización de la Clasificación: Proporcionar al personal una metodología técnica para clasificar los distintos tipos de roca basándose en el índice GSI modificado.
- Precisión en el Sostenimiento: Determinar de forma correcta y segura el tipo de soporte (pernos, malla, cuadros de madera, etc.)
- Prevención de Riesgos: Minimizar la ocurrencia de accidentes por caída de rocas mediante el cumplimiento estricto de las recomendaciones geomecánicas.

Uso, Capacitación y Obligatoriedad

El uso de la cartilla geomecánica es de carácter obligatorio para todo el personal involucrado en las operaciones de la Empresa Minera San Luis II S.A. Esta herramienta está integrada en el planeamiento de minado y requiere de capacitación constante para asegurar su correcta interpretación en las diferentes zonas del yacimiento, especialmente en la zona de óxidos de la Veta Santa Rita.

Figura24. Cartilla Geomecánica GSI para el control de sostenimiento.

		CARTILLA DE CLASIFICACION GEOMECANICA GSI Y ESTÁNDARES DE SOSTENIMIENTO OPERATIVO					
PARA OPERACIONES: AVANCES		INTERSECCION DE LABORES		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)			
 SIN SOPORTE  SS 4' OCASIONAL TC: 2 MESES  SS SIST 4', e:1.0x1.0m TC: 1 SEMANA  SS SIST DE 4', e:0.8x0.8m+MALLA TC: 1 DÍA  PUNTA EN LINEA, e:1.0m O CUADRO DE MADERA, e:1.2m TC: INMEDIATO  CIMBRA METÁLICA, e:1m TC: INMEDIATO		 SIN SOPORTE  SS SIST 5' 1.2X1.2m TC: 1 MES  SS SIST 5' 0.9x0.9m +MALLA TC: 4 DÍAS  CUADRO DE MADERA, e:1.2m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 2" TC: INMEDIATO  CUADRO DE MADERA, e:1m O SS SIST DE 5' 0.9x0.9m+ SH 3" TC: INMEDIATO  CIMBRA e:1m TC: INMEDIATO		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS Y CERRADAS (RC 100 A 200 MPa) (SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE PICOTA) REGULAR (RESISTENTE, LEVE. ALTERADAS) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (RC 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON 1 O 2 GOLPES DE PICOTA) POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (RC 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (RC <25MPa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)			
ESTRUCTURA		LEYENDA SS=SPLIT SET, SIST=SYSTEMATICO SH=SHOTCRETE. e:ESPACIAMIENTO TC=TIEMPO DE COLOCACION DE SOSTENIMIENTO		B	R	P	MP
 LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) Espc. 0.6 a 2m. (2 A 5 FRACT. POR METRO)		LF	90 85 80				
 FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) Espc. 0.2 a 0.6m. (6 A 12 FRACT. POR METRO)		F	75 70				
 MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS, FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) espc. 0.06 a 0.2m. (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)		MF	65 60				
 INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y/O FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) espc. 0.06 a 0m. (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)		IF	55 50 45				
 TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMAMENTE FRACTURADA CON MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)		T	40 35 30 25				
				20	15	10	5

Fuente: Área de Mina - Empresa Minera San Luis II S.A.

3.3.4. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO (METODOLOGÍA DE NICHOLAS)

Para la elección del método de minado en la unidad San Luis II, se aplica la metodología de puntuación numérica de (Nicholas, 1981a) Este procedimiento evalúa la factibilidad técnica mediante la ponderación de la geometría del yacimiento y la calidad geomecánica de las cajas y el mineral.

3.3.4.1. PARÁMETROS DE ENTRADA (DATOS)

Para la aplicación del sistema de puntuación de Nicholas, se procedió a valorar numéricamente las características del yacimiento y el macizo rocoso

Tabla10. Valoración de la Geometría y Grado del Yacimiento

A – GEOMETRIA DEL YACIMIENTO:		
DESCRIPCION DEL YACIMIENTO	DETALLE	PARAMETRO
Tipo	Tabular (Veta/Estructura Santa Rita-Tipo Rosario)	Tabular/platy
Potencia	0.2 m	Baja
la inclinación	65 ° NE	Vertical
Distribución de leyes	Errática (Alta Ley)	Errática

Fuente: Elaboración propia, basado en la metodología de (Nicholas, 1981a)

Tabla11. Valoración Geomecánica del Macizo Rcoso

B-CONDICIONES GEOTÉCNICAS DEL MINERAL Y ROCAS ENCAJONATES			
DESCRIPCION	COMPETENCIA DE LA ROCA INTACA UCS – A 100m de profundidad	ESPACIAMIENTO FRACTURAS	CONDICIÓN DE FRACTURAS
Ore Zone (Veta Santa Rita)	Competencia alta: UCS:63 > 15 (A)	Fracturado: 10 fracturas/m -Close (Poco espaciada)	(Resist.: Mediana)
Hanging Wall (caja techo)- Andesita/Cuarzodiorita	Competencia alta: UCS/SV:33> 15 (A)	Fracturado: 8 fracturas/m -Close (Poco espaciada)	(Resist.: Alta)
Foot Wall (caja piso) Andesita/Cuarzodiorita	Competencia alta: UCS/SV:33> 15 (A)	Fracturado: 8 fracturas/m -Close (Poco espaciada)	(Resist.: Alta)

Fuente: Elaboración propia, según caracterización geomecánica de la Estructura Santa Rita.

3.3.4.2. ELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO ADECUADO

La matriz de selección final consolida los puntajes de geometría y geomecánica para establecer un orden jerárquico de factibilidad técnica.

Tabla12. Resumen de Puntuación Total y Ranking de Selección

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	YACIMIENTO	MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO	TOTAL	RANKIN
Open Pit	11	7.5	6.6	4.18	29.28	1
Block Caving	-43	6	3	3.42	-30.58	9
Sublevel Stoping	8	4.5	4.8	3.04	20.34	5
Sublevel Caving	-41	5.25	4.2	3.42	-28.13	7
Longwall Mining	-41	5.25	2.4	3.04	-30.31	8
Room and Pillar	11	5.25	5.4	3.04	24.69	4
Shrinkage Stoping	8	5.25	3	3.42	19.67	6
Cut and Fill Stoping	15	6	4.2	3.04	28.24	2
Top Slicing	-44	4.5	2.4	3.04	-34.06	10
Square Set	12	6	4.2	3.04	25.24	3

Fuente: Elaboración propia, integración de resultados de la metodología de Nicholas.

Se selecciona el Cut and Fill Stoping por su mayor puntaje en Geometría (15 pts). En una veta de solo 0.20 m, el Open Pit es inviable por la dilución masiva de la ley, mientras que el Circado garantiza selectividad extrema y alta recuperación de finos. Además, la profundidad de la Galería 2235 ratifica la necesidad operativa de emplear un método exclusivamente subterráneo.

3.3.4.3. MÉTODO DE MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

El método de corte y relleno ascendente se define como una técnica de explotación subterránea donde el mineral es arrancado en tajadas horizontales, avanzando en sentido vertical desde un nivel inferior hacia uno superior. De acuerdo con (Hartman & Mutmanský, 2002), este es un método de soporte que utiliza material estéril para rellenar el vacío dejado por la extracción, cumpliendo la doble función de proporcionar una plataforma de trabajo para los ciclos subsiguientes y ofrecer un soporte mecánico activo a las cajas del tajeo.

En la empresa minera San Luis II, la aplicación de este método para la estructura Santa Rita es estratégica debido a la necesidad de mantener la estabilidad del macizo rocoso (RMR 63). El ciclo operativo integra la perforación

y voladura, seguida por la limpieza selectiva del mineral mediante el uso de carretillas hacia los echaderos. Una vez evacuado el mineral, se procede con el relleno de la labor, lo cual permite un control riguroso sobre la recuperación y evita el colapso de las paredes en una veta de potencia tan reducida. Esta metodología asegura la seguridad del personal en las labores conectadas a la Galería 2235 y la continuidad operativa mediante un soporte estructural inmediato.

3.3.4.4. CIRCADO DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA (VETA SANTA RITA)

La explotación de la estructura Santa Rita, cuya potencia promedio es de 0.20 m, exige la aplicación de una técnica de alta selectividad para evitar la degradación de la ley por dilución. (Hartman & Mutmanský, 2002), el método de circado (conocido técnicamente como resue) consiste en el minado por separado de la veta y el material estéril de las cajas mediante un ciclo de doble voladura. En la primera fase, se realiza la perforación y disparo únicamente de la franja mineralizada, permitiendo su extracción limpia; posteriormente, se vuela la roca encajonante para obtener el ancho operativo necesario y generar el material de relleno. Este procedimiento es fundamental en la estructura Santa Rita, ya que garantiza que el mineral de alta ley se recupere sin contaminarse con el desmonte, asegurando la rentabilidad del proyecto en secciones extremadamente estrechas.

3.3.5. TIPOS DE LABORES MINERAS PARA LA ESTRUCTURA SANTA RITA

3.3.5.1. ACCESO Y LABORES DE DESARROLLO

Acceso mediante la Galería 2235:

El acceso principal al proyecto se realiza a través de la Galería 2235, la cual ha sido proyectada y ejecutada siguiendo el rumbo de la estructura mineralizada. Esta labor cumple la función de nivel principal de acarreo y servicios. A medida que la labor progresa hacia el interior del macizo, se observa un incremento significativo en el encampane del cerro, alcanzando profundidades que superan los de cobertura vertical. Este factor es determinante para la

estabilidad de las labores, ya que influye directamente en las presiones litostáticas que debe soportar el sostenimiento de la galería.

3.3.5.2. LABORES DE DESARROLLO Y EXPLORACION (Galería y Cortadas)

Las labores de desarrollo tienen como objetivo principal establecer la infraestructura necesaria para alcanzar y delimitar el block de mineral.

Galerías: Se ejecutan siguiendo la Estructura Santa Rita con una sección de 1.8mx2.10m. Su función es permitir el transporte de mineral mediante carros mineros Z-20 y facilitar el flujo de aire fresco.

Cortadas: Son labores transversales con una sección de 1.8mx2.10m diseñadas para interceptar la veta desde la galería principal o para comunicar diferentes estructuras. Estas labores permiten explorar la continuidad de la mineralización y establecer puntos de acopio de desmonte.

Diseño De Perforación Y Voladura (Galería y Cortadas) 1.8mx2.10m.

PARAMETROS:

- Longitud de barreno = 4 pies =1.22 m
- Tipo de Roca =Regular
- Diámetro de taladro de producción = 36 mm
- Diámetro de taladro vacío = 38 mm
- Eficiencia de perforación= 90 %
- Eficiencia de voladura= 90%
- densidad de la roca= 2.6 ton/m3

CALCULO:

Numere de taladros de Alivio

$$D_e = d \cdot \sqrt{n} \text{ López Jimeno (2003)}$$

Donde

D_e: Diámetro Equivalente

d:es el diámetro de la broca y

n el número de taladros vacíos. 3

Reemplazando:

$$D_e = d \cdot \sqrt{n} = 0.038 \times \sqrt{3} = 0.0658$$

Donde

L: Avance lineal proyectado =1.22x0.90=1.098

H: Longitud del taladro proyectado con un (De) de Alivio

$$H = 0.15 + 34.1 \cdot D_e - 39.4 \cdot D_e^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 \cdot 0.0658 - 39.4 \cdot 0.0658^2$$

$$H > L,$$

∴ Por lo tanto la cantidad de taladros vacios

es suficiente para un avance Lineal de 1.098 m

Tabla13. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Cortada (1.80 x 2.10 m)

Tipo de Taladro	Cantidad de Taladros	Cartuchos por Taladro	Total, de Cartuchos
Taladros de Alivio (Vacíos)	3	0	0
Arranque (Corte)	3	4	12
Ayudas	5	4	20
Cuadradores	4	3	12
Alzas (Coronas)	4	3	12
Arrastres (Pisos)	4	4	16
TOTAL	23		72

Fuente: Elaboración propia

Tabla14. Parámetros técnicos de diseño de malla de perforación y voladura en Galería y Cortada (1.80 x 2.10 m).

DISEÑO DE CARACTERISITCAS DE LABORES DE EXPLORACION Y DESARROLLO (GALERIA/CORTADAS 1.80X2.10)																													
PARAMETROS																													
A: ancho -m	1.8																												
H: Altura-m	2.1																												
Longitud de barreno (pies)	4	1.2192 m																											
Diámetro de taladro de producción (mm) Ø1	36	0.036 m																											
Diámetro de taladro vacío (mm) Ø2	38	0.038 m																											
Eficiencia de perforación %	0.9																												
Eficiencia de voladura %	0.9																												
Densidad de la roca (T/m3)	2.6																												
Avance por disparo		0.988 m																											
Volumen Roto		3.733 m3																											
a) Tonelaje por disparo	9.706 TM																												
$N^{\circ}t = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c \times S)$		21.22	#tal																										
b) N°Taladros	22		taladros Redon.																										
A: ancho -m	1.8 m																												
H: Altura-m	2.1 m																												
P:perimetro de secc. Tunel	7.777																												
$P = \sqrt{A} \times 4$																													
dt:distancia entre taladros perifericos	0.5																												
c: coeficiente o factor de roca	1.5																												
S: seccion del Tunel m2	3.78																												
Diámetro de taladro vacío (m) Ø2		0.038	m																										
Numero de taladro vacíos Ø2		3																											
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Distancia entre taladros (m)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Tenaz</td> <td>0.50 a 0.55</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>0.60 a 0.65</td> </tr> <tr> <td>Fríasble</td> <td>0.70 a 0.75</td> </tr> </tbody> </table>					Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)	Tenaz	0.50 a 0.55	Intermedia	0.60 a 0.65	Fríasble	0.70 a 0.75																	
Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)																												
Tenaz	0.50 a 0.55																												
Intermedia	0.60 a 0.65																												
Fríasble	0.70 a 0.75																												
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Coeficiente de roca (m)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Tenaz</td> <td>2.00</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>1.50</td> </tr> <tr> <td>Fríasble</td> <td>1.00</td> </tr> </tbody> </table>					Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)	Tenaz	2.00	Intermedia	1.50	Fríasble	1.00																	
Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)																												
Tenaz	2.00																												
Intermedia	1.50																												
Fríasble	1.00																												
<table border="1"> <thead> <tr> <th>SECCION DE CORTE</th> <th>CALCULO DE BURDEN</th> <th>VALOR DE BURDEN (m)</th> <th>CALCULO DE LADO</th> <th>LADO DE SECCION (m)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>PRIMERA B1</td> <td>$B1 = 1.5 \times D1$</td> <td>0.06</td> <td>$a1 = B1 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.08</td> </tr> <tr> <td>SEGUNDA B2</td> <td>$B2 = B1 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.08</td> <td>$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.17</td> </tr> <tr> <td>TERCERA B3</td> <td>$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.17</td> <td>$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.36</td> </tr> <tr> <td>CUARTA B4</td> <td>$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.36</td> <td>$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.77</td> </tr> </tbody> </table>					SECCION DE CORTE	CALCULO DE BURDEN	VALOR DE BURDEN (m)	CALCULO DE LADO	LADO DE SECCION (m)	PRIMERA B1	$B1 = 1.5 \times D1$	0.06	$a1 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08	SEGUNDA B2	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08	$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17	TERCERA B3	$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17	$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36	CUARTA B4	$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36	$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$	0.77
SECCION DE CORTE	CALCULO DE BURDEN	VALOR DE BURDEN (m)	CALCULO DE LADO	LADO DE SECCION (m)																									
PRIMERA B1	$B1 = 1.5 \times D1$	0.06	$a1 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08																									
SEGUNDA B2	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08	$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17																									
TERCERA B3	$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17	$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36																									
CUARTA B4	$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36	$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$	0.77																									
c) Cantidad de carga explosiva por disparo Qt		$Qt = Vol. roto \times fac (kg/m^3)$																											
Donde:																													
Factor de carga		1.5 kg/m3																											
Qt		5.599 kg/disparo																											
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Tipo de roca</th> <th>Factor (kg/m³)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Muy difíciles</td> <td>1.5 a 1.8</td> </tr> <tr> <td>Difíciles</td> <td>1.3 a 1.5</td> </tr> <tr> <td>Fáciles</td> <td>1.1 a 1.3</td> </tr> <tr> <td>Muy fáciles</td> <td>1.0 a 1.2</td> </tr> </tbody> </table>					Tipo de roca	Factor (kg/m³)	Muy difíciles	1.5 a 1.8	Difíciles	1.3 a 1.5	Fáciles	1.1 a 1.3	Muy fáciles	1.0 a 1.2															
Tipo de roca	Factor (kg/m³)																												
Muy difíciles	1.5 a 1.8																												
Difíciles	1.3 a 1.5																												
Fáciles	1.1 a 1.3																												
Muy fáciles	1.0 a 1.2																												
d) Cantidad de carga explosiva por Taladro Qpt		$Qpt = Qt / N^{\circ}t$																											
Qpt		0.255 kg/tal																											
e) Kilogramos de explosivo por metro de avance		$\frac{kg. Explosivo}{m} = \frac{Qt}{Avance por disparo}$																											
Kg/m		5.67 kg/m																											

Fuente: Elaboración propia

3.3.5.3. LABORES DE PREPARACIÓN

Las labores de preparación se ejecutan a partir de los desarrollos establecidos, permitiendo la delimitación del block de minado. Siguiendo criterios técnicos de eficiencia operativa, estas labores fragmentan el yacimiento en unidades de explotación económicamente viables, asegurando los accesos para el personal, servicios y la evacuación del mineral.

SUBNIVELES 0.90 X1.8

Los subniveles son labores horizontales que se trazan a partir de las chimeneas de preparación. Su función principal es la delimitación del block de minado en sentido vertical y sirven como base para el inicio del primer corte del tajeo. Se ejecutan siguiendo el rumbo de la veta Santa Rita con una sección mínima necesaria para facilitar el acarreo manual con carretillas hacia los echaderos.

Diseño De Perforación Y Voladura (Subniveles) 0.9mx1.80m.

PARAMETROS:

- Longitud de barreno = 4 pies =1.22 m
- Tipo de Roca =Regular
- Diámetro de taladro de producción = 36 mm
- Diámetro de taladro vacío = 38 mm
- Eficiencia de perforación= 90 %
- Eficiencia de voladura= 90%
- densidad de la roca= 2.6 ton/m³

CALCULO:

Numere de taladros de Alivio

$$D_e = d \cdot \sqrt{n} \text{ López Jimeno (2003)}$$

Donde

D_e: Diámetro Equivalente

d:es el diámetro de la broca y

n el número de taladros vacíos. 2

Reemplazando:

$$D_e = d \cdot \sqrt{n} = 0.038 \times \sqrt{2} = 0.0538$$

Donde

L: Avance lineal proyectado =1.22x0.90=1.098

H: Longitud del taladro proyectado con un (De) de Alivio

$$H = 0.15 + 34.1 \cdot D_e - 39.4 \cdot D_e^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 \times 0.0538 - 39.4 \times 0.0538^2 = 1.87$$

$$H > L,$$

∴ Por lo tanto la cantidad de taladros vacios

es suficiente para un avance Lineal de 1.098 m

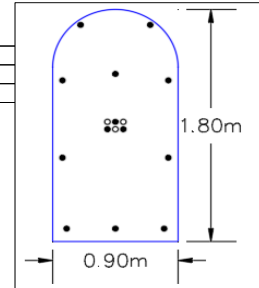
Tabla15. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Subnivel (0.90 x 1.80 m)

Tipo de Taladro	Cantidad de Taladros	Cartuchos por Taladro	Total, de Cartuchos
Taladros de Alivio (Vacíos)	3	0	0
Arranque (Corte)	3	3	9
Ayuda	1	3	3
Cuadradores (Hastiales)	4	2	8
Alzas (Coronas)	2	1	2
Arrastres (Pisos)	3	3	9
TOTAL	16		31

Fuente: Elaboración propia

Tabla16. Diseño de malla de perforación y parámetros de voladura para Subnivel de explotación (0.90 x 1.80 m).

DISEÑO DE CARACTERÍSTICAS DE LA LABOR MINERA (SUBNIVEL 0.90X1.80)																													
PARAMETROS																													
A: ancho -m	0.9																												
H: Altura-m	1.8																												
Longitud de barreno (pies)	4	1.2192 m																											
Diámetro de taladro de producción (mm) Ø1	36	0.036 m																											
Diámetro de taladro vacío (mm) Ø2	38	0.038 m																											
Eficiencia de perforación %	0.9																												
Eficiencia de voladura %	0.9																												
Densidad de la roca (T/m3)	2.6																												
Avance por disparo		0.988 m																											
Volumen Roto		1.600 m3																											
a) Tonelaje por disparo	4.160 TM																												
$N^{\circ}t = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c \times S)$		12.61	#tal																										
b) N°Taladros	13		taladros Redon.																										
A: ancho -m	0.9 m																												
H: Altura-m	1.8 m																												
P:perimetro de secc. Tunel	5.091																												
P = $\sqrt{A} \times 4$																													
dt:distancia entre taladros perifericos	0.5																												
c: coeficiente o factor de roca	1.5																												
S: seccion del Tunel m2	1.62																												
Diámetro de taladro vacío (m) Ø2	0.038m																												
Numero de taladro vacíos Ø2	3																												
			<table border="1"> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Distancia entre taladros (m)</th> </tr> <tr> <td>Tenaz</td> <td>0.50 a 0.55</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>0.60 a 0.65</td> </tr> <tr> <td>Friable</td> <td>0.70 a 0.75</td> </tr> </table>	Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)	Tenaz	0.50 a 0.55	Intermedia	0.60 a 0.65	Friable	0.70 a 0.75																		
Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)																												
Tenaz	0.50 a 0.55																												
Intermedia	0.60 a 0.65																												
Friable	0.70 a 0.75																												
			<table border="1"> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Coeficiente de roca (m)</th> </tr> <tr> <td>Tenaz</td> <td>2.00</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>1.50</td> </tr> <tr> <td>Friable</td> <td>1.00</td> </tr> </table>	Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)	Tenaz	2.00	Intermedia	1.50	Friable	1.00																		
Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)																												
Tenaz	2.00																												
Intermedia	1.50																												
Friable	1.00																												
			<table border="1"> <tr> <th>SECCION DE CORTE</th> <th>CALCULO DE BURDEN</th> <th>VALOR DE BURDEN (m)</th> <th>CALCULO DE LADO</th> <th>LADO DE SECCION (m)</th> </tr> <tr> <td>PRIMERA B1</td> <td>$B1 = 1.5 \times D1$</td> <td>0.057</td> <td>$a1 = B1 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.081</td> </tr> <tr> <td>SEGUNDA B2</td> <td>$B2 = B1 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.081</td> <td>$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.171</td> </tr> <tr> <td>TERCERA B3</td> <td>$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.171</td> <td>$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.363</td> </tr> <tr> <td>CUARTA B4</td> <td>$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.363</td> <td>$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.770</td> </tr> </table>	SECCION DE CORTE	CALCULO DE BURDEN	VALOR DE BURDEN (m)	CALCULO DE LADO	LADO DE SECCION (m)	PRIMERA B1	$B1 = 1.5 \times D1$	0.057	$a1 = B1 \times \sqrt{2}$	0.081	SEGUNDA B2	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	0.081	$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.171	TERCERA B3	$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.171	$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.363	CUARTA B4	$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.363	$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$	0.770	
SECCION DE CORTE	CALCULO DE BURDEN	VALOR DE BURDEN (m)	CALCULO DE LADO	LADO DE SECCION (m)																									
PRIMERA B1	$B1 = 1.5 \times D1$	0.057	$a1 = B1 \times \sqrt{2}$	0.081																									
SEGUNDA B2	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	0.081	$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.171																									
TERCERA B3	$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.171	$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.363																									
CUARTA B4	$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.363	$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$	0.770																									
c) Cantidad de carga explosiva por disparo Qt		$Qt = Vol. roto \times fac(kg/m^3)$																											
Donde:																													
Factor de carga		1.5 kg/m3																											
Qt		2.400 kg/disparo																											
d) Cantidad de carga explosiva por Taladro Qpt		$Qpt = Qt / N^{\circ}t$																											
Qpt		0.185 kg/tal																											
e) Kilogramos de explosivo por metro de avance		$\frac{kg. Explosivo}{m} = \frac{Qt}{Avance por disparo}$																											
Kg/m		2.43 kg/m																											



Fuente: Elaboración propia

CHIMENEA DE DOBLE COMPARTIMIENTO 1.20X2.4

Esta labor vertical comunica el nivel de transporte (Galería 2235) con los niveles superiores. Su diseño contempla dos funciones críticas:

- Compartimiento de Caminos y Servicios: Equipado para el tránsito seguro del personal y el paso de tuberías de aire comprimido y agua.
- Compartimiento de Mineral (Chute/Tolva): Revestido para soportar la abrasión del mineral vertido desde los tajeos,

facilitando el carguío directo a los carros Z-20 en el nivel inferior.

***Diseño De Perforación Y Voladura (Chimenea De Doble Compartimiento)
1.8m x 2.4m.***

PARAMETROS:

- Longitud de barreno = 4 pies = 1.22 m
- Tipo de Roca = Regular
- Diámetro de taladro de producción = 36 mm
- Diámetro de taladro vacío = 38 mm
- Eficiencia de perforación = 90 %
- Eficiencia de voladura = 90%
- densidad de la roca = 2.6 ton/m³

CALCULO:

Numero de taladros de Alivio

$$D_e = d \cdot \sqrt{n} \text{ López Jimeno (2003)}$$

Donde

D_e: Diámetro Equivalente

d: es el diámetro de la broca y

n el número de taladros vacíos. 3

Reemplazando:

$$D_e = d \cdot \sqrt{n} = 0.038 \times \sqrt{3} = 0.0658$$

Donde

L: Avance lineal proyectado = 1.22 x 0.90 = 1.098

H: Longitud del taladro proyectado con un (D_e) de Alivio

$$H = 0.15 + 34.1 \cdot D_e - 39.4 \cdot D_e^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 \cdot 0.0658 - 39.4 \cdot 0.0658^2$$

$$H > L,$$

***∴ Por lo tanto la cantidad de taladros vacios
es suficiente para un avance Lineal de 1.098 m***

Tabla17. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Chimenea Doble (2.40 x 1.20 m)

Tipo de Taladro	Cantidad de Taladros	Cartuchos por Taladro	Total, de Cartuchos
Taladros de Alivio (Vacíos)	3	0	0
Arranque (Corte)	3	4	12
Ayudas	3	3	9
Cuadradores (Laterales)	2	2	4
Alzas (Coronas)	5	2	10
Arrastres (Pisos)	5	4	20
TOTAL	21		55

Fuente: Elaboración propia

Tabla18. Especificaciones técnicas de la malla de perforación y voladura para Chimenea de Doble Compartimento (2.40 x 1.20 m).

DISEÑO DE CARACTERÍSTICAS DE LA LABOR MINERA (CHIMENEA DE DOBLE COMPARTIMIENTO 2.40X1.20)																													
PARAMETROS																													
A: ancho -m	2.4																												
H: Altura-m	1.2																												
Longitud de barreno (pies)	4	1.2192 m																											
Diámetro de taladro de producción (mm) Ø1	36	0.036 m																											
Diámetro de taladro vacío (mm) Ø2	38	0.038 m																											
Eficiencia de perforación %	0.9																												
Eficiencia de voladura %	0.9																												
Densidad de la roca (T/m3)	2.6																												
Avance por disparo	0.988 m																												
Volumen Roto	2.844 m3																												
a) Tonelaje por disparo	7.395 TM																												
$N^{\circ}t = \left(\frac{P}{dt} \right) + (c \times S)$																													
	17.90	#tal																											
b) N° Taladros	18	taladros Redon.																											
A: ancho -m	2.4 m																												
H: Altura-m	1.2 m																												
P:perimetro de secc. Tunel	6.788																												
P = $\sqrt{A} \times 4$																													
dt: distancia entre taladros perifericos	0.5																												
c: coeficiente o factor de roca	1.5																												
S: seccion del Tunel m2	2.88																												
Diámetro de taladro vacío (m) Ø2	0.038 m																												
Numero de taladro vacíos Ø2	3																												
<table border="1"> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Distancia entre taladros (m)</th> </tr> <tr> <td>Tenaz</td> <td>0.50 a 0.55</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>0.60 a 0.65</td> </tr> <tr> <td>Friable</td> <td>0.70 a 0.75</td> </tr> </table>					Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)	Tenaz	0.50 a 0.55	Intermedia	0.60 a 0.65	Friable	0.70 a 0.75																	
Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)																												
Tenaz	0.50 a 0.55																												
Intermedia	0.60 a 0.65																												
Friable	0.70 a 0.75																												
<table border="1"> <tr> <th>Dureza de roca</th> <th>Coeficiente de roca (m)</th> </tr> <tr> <td>Tenaz</td> <td>2.00</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>1.50</td> </tr> <tr> <td>Friable</td> <td>1.00</td> </tr> </table>					Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)	Tenaz	2.00	Intermedia	1.50	Friable	1.00																	
Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)																												
Tenaz	2.00																												
Intermedia	1.50																												
Friable	1.00																												
<table border="1"> <thead> <tr> <th>SECCION DE CORTE</th> <th>CALCULO DE BURDEN</th> <th>VALOR DE BURDEN (m)</th> <th>CALCULO DE LADO</th> <th>LADO DE SECCION (m)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>PRIMERA B1</td> <td>$B1 = 1.5 \times D1$</td> <td>0.06</td> <td>$a1 = B1 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.08</td> </tr> <tr> <td>SEGUNDA B2</td> <td>$B2 = B1 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.08</td> <td>$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.17</td> </tr> <tr> <td>TERCERA B3</td> <td>$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.17</td> <td>$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.36</td> </tr> <tr> <td>CUARTA B4</td> <td>$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.36</td> <td>$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$</td> <td>0.77</td> </tr> </tbody> </table>					SECCION DE CORTE	CALCULO DE BURDEN	VALOR DE BURDEN (m)	CALCULO DE LADO	LADO DE SECCION (m)	PRIMERA B1	$B1 = 1.5 \times D1$	0.06	$a1 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08	SEGUNDA B2	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08	$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17	TERCERA B3	$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17	$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36	CUARTA B4	$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36	$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$	0.77
SECCION DE CORTE	CALCULO DE BURDEN	VALOR DE BURDEN (m)	CALCULO DE LADO	LADO DE SECCION (m)																									
PRIMERA B1	$B1 = 1.5 \times D1$	0.06	$a1 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08																									
SEGUNDA B2	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	0.08	$a2 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17																									
TERCERA B3	$B3 = 1.5B2 \times \sqrt{2}$	0.17	$a3 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36																									
CUARTA B4	$B4 = 1.5B3 \times \sqrt{2}$	0.36	$a4 = 1.5B4 \times \sqrt{2}$	0.77																									
c) Cantidad de carga explosiva por disparo Qt $Qt = Vol. roto \times fac(kg/m3)$ Donde: Factor de carga $1.5 kg/m3$ Qt 4.266 kg/disparo																													
d) Cantidad de carga explosiva por Taladro Qpt $Qpt = Qt / N^{\circ}t$ Qpt 0.237 kg/tal																													
e) Kilogramos de explosivo por metro de avance $\frac{kg. Explosivo}{m} = \frac{Qt}{Avance por disparo}$ Kg/m 4.32 kg/m																													
Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores para: <table border="1"> <tr> <th>Tipo de roca</th> <th>Factor (kg/m³)</th> </tr> <tr> <td>Muy difíciles</td> <td>1.5 a 1.8</td> </tr> <tr> <td>Difíciles</td> <td>1.3 a 1.5</td> </tr> <tr> <td>Fáciles</td> <td>1.1 a 1.3</td> </tr> <tr> <td>Muy fáciles</td> <td>1.0 a 1.2</td> </tr> </table>					Tipo de roca	Factor (kg/m³)	Muy difíciles	1.5 a 1.8	Difíciles	1.3 a 1.5	Fáciles	1.1 a 1.3	Muy fáciles	1.0 a 1.2															
Tipo de roca	Factor (kg/m³)																												
Muy difíciles	1.5 a 1.8																												
Difíciles	1.3 a 1.5																												
Fáciles	1.1 a 1.3																												
Muy fáciles	1.0 a 1.2																												

Fuente: Elaboración propia

CHIMENEA SIMPLE 1.20X1.20

Son labores verticales de sección reducida destinadas principalmente a la ventilación y como vías auxiliares. Permiten la evacuación de gases de voladura y el ingreso de aire fresco a los frentes de trabajo, además de servir como acceso secundario para el izaje de materiales livianos necesarios en el tajeo.

Diseño De Perforación Y Voladura (Chimenea Simple) 1.2mx1.2m.

Tabla19. Distribución teórica de carga explosiva para malla de perforación en Chimenea Simple (1.20 x 1.20 m)

Tipo de Taladro	Cantidad de Taladros	Cartuchos por Taladro	Total, de Cartuchos
Taladros de Alivio (Vacíos)	2	0	0
Arranque (Corte)	3	3	9
Ayuda	1	3	3
Cuadradores (Laterales)	4	2	8
Alzas (Coronas)	2	1	2
Arrastres (Pisos)	2	3	6
TOTAL	14		28

Fuente: Elaboración propia

Tabla20. Parámetros de perforación y voladura para Chimenea Simple de preparación (1.20 x 1.20 m).

DISEÑO DE CARACTERÍSTICAS DE LA LABOR MINERA (CHIMERA SIMPLE 1.20X1.20)																			
PARAMETROS																			
A: ancho -m	1.2																		
H: Altura-m	1.2																		
Longitud de barreno (pies)	4	1.2192 m																	
Diámetro de taladro de producción (mm) Ø1	36	0.036 m																	
Diámetro de taladro vacío (mm) Ø2	38	0.038 m																	
Eficiencia de perforación %	0.9																		
Eficiencia de voladura %	0.9																		
Densidad de la roca (T/m3)	2.6																		
Avance por disparo		0.988 m																	
Volumen Roto		1.422 m3																	
a) Tonelaje por disparo		3.697 TM																	
$N^{\circ}t = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c \times S)$		11.76	#tal																
b) N°Taladros		12	taladros Redon.																
A: ancho -m		1.2 m																	
H: Altura-m		1.2 m																	
P:perimetro de secc. Tunel		4.800																	
$P = \sqrt{A} \times 4$																			
dt:distancia entre taladros perifericos	0.5																		
c: coeficiente o factor de roca	1.5																		
S: seccion del Tunel m2	1.44																		
Diámetro de taladro vacío (m) Ø2		0.038	m																
Numero de taladro vacíos Ø2		2																	
		dt : distancia entre los taladros de la circunferencia o perifericos que usualmente es de: <table border="1"> <tr> <td>Dureza de roca</td> <td>Distancia entre taladros (m)</td> </tr> <tr> <td>Tenaz</td> <td>0.50 a 0.55</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>0.60 a 0.65</td> </tr> <tr> <td>Fríasle</td> <td>0.70 a 0.75</td> </tr> </table> c : coeficiente o factor de roca, usualmente de: <table border="1"> <tr> <td>Dureza de roca</td> <td>Coficiente de roca (m)</td> </tr> <tr> <td>Tenaz</td> <td>2.00</td> </tr> <tr> <td>Intermedia</td> <td>1.50</td> </tr> <tr> <td>Fríasle</td> <td>1.00</td> </tr> </table>		Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)	Tenaz	0.50 a 0.55	Intermedia	0.60 a 0.65	Fríasle	0.70 a 0.75	Dureza de roca	Coficiente de roca (m)	Tenaz	2.00	Intermedia	1.50	Fríasle	1.00
Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)																		
Tenaz	0.50 a 0.55																		
Intermedia	0.60 a 0.65																		
Fríasle	0.70 a 0.75																		
Dureza de roca	Coficiente de roca (m)																		
Tenaz	2.00																		
Intermedia	1.50																		
Fríasle	1.00																		
		Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores para: <table border="1"> <tr> <td>Tipo de roca</td> <td>Factor (kg/m³)</td> </tr> <tr> <td>Muy difíciles</td> <td>1.5 a 1.8</td> </tr> <tr> <td>Difíciles</td> <td>1.3 a 1.5</td> </tr> <tr> <td>Fáciles</td> <td>1.1 a 1.3</td> </tr> <tr> <td>Muy fáciles</td> <td>1.0 a 1.2</td> </tr> </table>		Tipo de roca	Factor (kg/m³)	Muy difíciles	1.5 a 1.8	Difíciles	1.3 a 1.5	Fáciles	1.1 a 1.3	Muy fáciles	1.0 a 1.2						
Tipo de roca	Factor (kg/m³)																		
Muy difíciles	1.5 a 1.8																		
Difíciles	1.3 a 1.5																		
Fáciles	1.1 a 1.3																		
Muy fáciles	1.0 a 1.2																		
c) Cantidad de carga explosiva por disparo Qt		$Qt = Vol.roto \times fac(kg/m3)$																	
Donde:																			
Factor de carga		1.5 kg/m3																	
Qt		2.133 kg/disparo																	
d) Cantidad de carga explosiva por Taladro Qpt		$Qpt = Qt / N^{\circ}t$																	
Qpt		0.178 kg/tal																	
e) Kilogramos de explosivo por metro de avance		$\frac{kg.Explosivo}{m} = \frac{Qt}{Avance por disparo}$																	
Kg/m		2.16 kg/m																	

Fuente: Elaboración propia

3.3.5.4. LABORES DE EXPLOTACION / TAJEOS

TAJEOS

El tajeo constituye la unidad fundamental de extracción. En la estructura Santa Rita, se configuran mediante cortes horizontales ascendentes. La preparación del tajeo incluye la instalación de la solera y la adecuación de los accesos para iniciar el ciclo de circado, permitiendo que la extracción del mineral de 0.20 m de potencia sea selectiva y se mantenga dentro de los límites del block delimitado.

EXPLOTACIÓN DE TAJEOS - ESTRUCTURA SANTA RITA

La explotación se realizará mediante un block de minado con dimensiones exteriores de 40.0 m de longitud por 40.0 m de alto por 0.90 de ancho. El diseño contempla el mantenimiento de la estabilidad mediante puentes de seguridad: un puente base de 2.5 m y puentes intermedios y de corona de 3 m.

La altura neta de explotación del tajeo, descontando las labores de preparación, es de 30.6 m.

La longitud efectiva de extracción es de 35.2 m, la cual se divide en dos alas de explotación a partir del *echadero* central. Cada ala de explotación tiene una longitud de 17.6 m, permitiendo un ciclo de perforación y voladura por guardia para completar el corte de un ala de manera diaria.

Tabla21. Características de un tajeo promedio (Santa Rita)

Parámetro	Valor	Unidad
Longitud del tajeo de producción (ALA)	17.60	m
Altura de tajeo para la perforación	1.80	m
Ancho de veta promedio	0.20	m
Inclinación de la estructura	65°	Grados
Ley de mineral (Au) estimada	6	g/TM

Fuente: Elaboración propia basada en diseño geométrico.

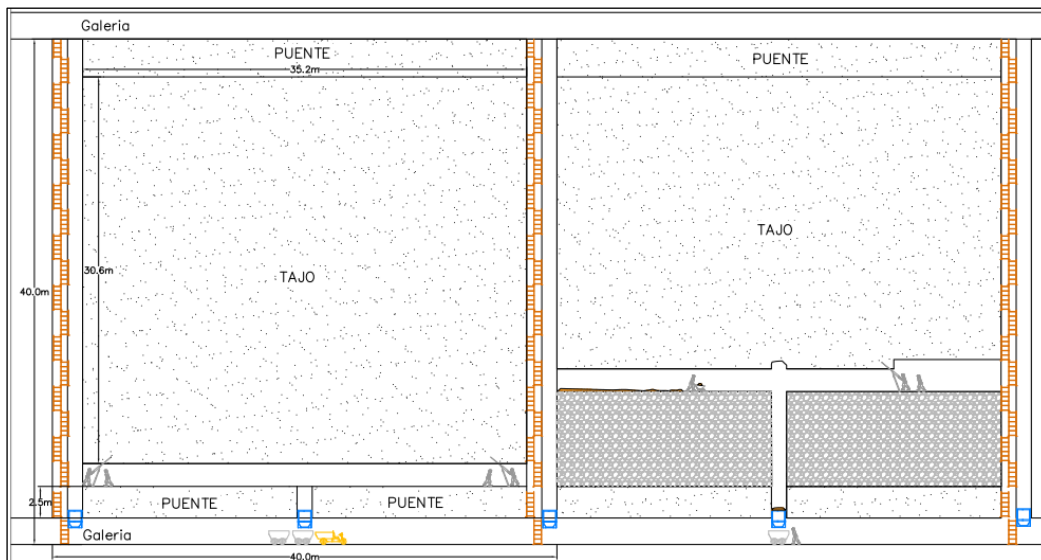
Tabla22. Producción de una labor de explotación (Santa Rita)

Concepto	Longitud de tajeo (Ala) (m)	Avance por Disparo (m)	Potencia de Minado (m)	Peso Específico (TM/m3)	TM rotos / disparo	TM rotos / día
Mineral	17.6	0.6712	0.20	2.75	3.248	6.497
Material Estéril	17.6	0.06712	0.70	2.6	10.749	21.49

Fuente: Elaboración propia a partir de parámetros de diseño operativo.

Para el programa de producción establecido y considerando los tiempos de limpieza y relleno, es necesario mantener **2 tajeos operativos** en diferentes etapas del ciclo (perforación, limpieza y relleno) para garantizar una producción mínima constante de 13 TM/día de mineral.

Figura25. Esquema Geométrico de Labores de Explotación en la estructura santa Rita



Fuente: Elaboración Propia

3.3.6.DIMENSIONES DEL BLOCK DE EXPLOTACIÓN

De acuerdo con el planteamiento técnico de (Franz Nemeth, 1991), las dimensiones del block de explotación constituyen los parámetros geométricos fundamentales que delimitan el volumen de mineral proyectado para ser extraído entre dos niveles de desarrollo y dos labores verticales de conexión (chimeneas o echaderos). Estas dimensiones definen la unidad básica de planificación sobre la cual se calculan los indicadores de eficiencia operativa y la intensidad de las labores de preparación.

Según el análisis del estado tecnológico de la minería peruana realizado por los autores, las dimensiones se definen bajo los siguientes criterios conceptuales:

3.3.6.1. Longitud del Block (L)

Representa la extensión horizontal del block medida a lo largo del rumbo de la estructura mineralizada. Según (Franz Nemeth, 1991), la determinación de la

longitud responde a la necesidad de optimizar el espaciamiento entre chimeneas. Una longitud mayor permite que los metros lineales de avance en las labores verticales se distribuyan sobre un mayor tonelaje de mineral, mejorando así el Índice de Labores de Preparación (I_{LP}). No obstante, esta dimensión está condicionada por la competencia de las cajas y la capacidad de sostenimiento del método aplicado.

3.3.6.2. Altura del Block (H)

Se define como la distancia vertical medida entre el nivel de transporte base y el nivel de servicios superior. Para (Franz Nemeth, 1991), esta variable es crítica para la amortización económica de las labores de preparación vertical. Una altura de block adecuada garantiza que la infraestructura de acceso y ventilación sirva para la extracción del máximo recurso posible, influyendo directamente en la vida útil del tajeo y en la secuencia de minado.

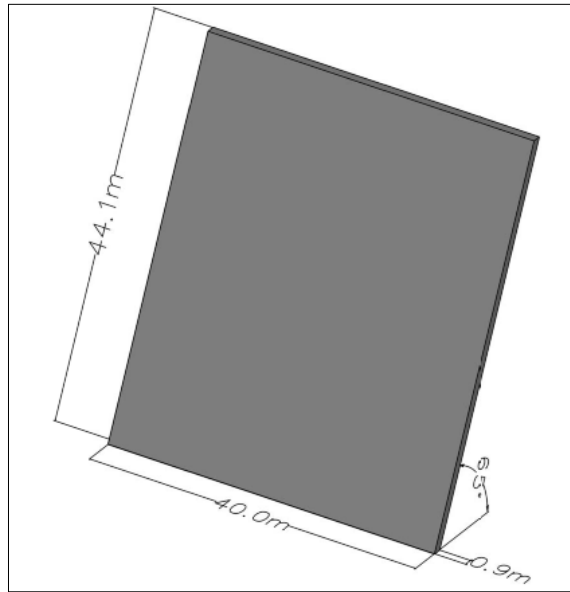
3.3.6.3. Ancho o Potencia del Block (P)

Según Franz, se establece una distinción entre la potencia geológica de la estructura y la potencia explotable (ancho de minado). El diseño del block debe considerar un ancho operativo mínimo que permita la maniobrabilidad del equipo y personal, integrando la dilución operativa programada dentro de la geometría del block. Esta dimensión determina el volumen de rotura y la productividad por metro cuadrado de área expuesta.

3.3.6.4. Criterio de Eficiencia Tecnológica

La selección de estas dimensiones busca alcanzar un equilibrio técnico-económico. Las dimensiones mal dimensionadas pueden incrementar los costos de preparación por tonelada o comprometer la estabilidad operativa. Por ello, el dimensionamiento del block es el factor primordial que regula la relación entre los metros de avance lineal y el tonelaje de mineral liberado para su extracción.

Figura26. Diseño geométrico y dimensiones proyectadas del block de minado



Fuente: Elaboración propia

- Longitud del Block (L) : 40 m
- Altura del Block (H): 40 m

Altura inclinada: 44.1 m

- Ancho o Potencia del Block (P) : 40 m

3.3.6.5. Cálculo de la Reserva Geológica de un Tajeo de Diseño- (RG)

Esta es la cantidad total de mineral que existe físicamente de un tajeo en el block de explotación antes de iniciar las operaciones.

dimensiones proyectadas de un tajeo, descontando las dimensiones de las labores preparatorias verticales y horizontales que delimitan el block (Tajeo)

Largo: 35.20 m

Alto: 30.60 m

Potencia de Veta: 0.20 m

Densidad (mineral): 2.75

$$RG = (Largo \times Alto \times potencia) \times Densidad$$

Reemplazando:

$$RG = (35.20 \times 30.60 \times 0.20) \times 2.75$$

$$RG = 592.416 \text{ TM}$$

3.3.6.6. Cálculo de la Reserva Recuperable de un tajo (RR)

Para el método de Corte y Relleno Ascendente con alta selectividad como es el caso del circado el Factor de Recuperación (FR) se estima un 95 % una alta recuperación se debe a que se utilizaran **planchas de caucho en el piso de los subniveles para evitar la dilución**

$$RR = RG \times FR$$

Reemplazando:

$$RR = 592.416 \times 0.95$$

$$RR = 562.79 \text{ TM}$$

3.3.6.7. RESTABLECIMIENTO DEL MACIZO ROCOSO

En condiciones de **RMR 63** (roca de calidad regular), el macizo experimenta un desconfinamiento inmediato al realizar la rotura del mineral. El restablecimiento del equilibrio se logra mediante un sistema de soporte dual:

- **Puntales de Seguridad (Soporte Activo Inmediato):** Debido a que la potencia de la veta es crítica (0.20 m) y el ancho del subnivel 0.90 m , los puntales de madera (eucalipto) actúan como el primer elemento de control. Su función es resistir las presiones locales de las cajas y evitar el desprendimiento de planchones o cuñas antes de que entre el relleno. En el método de circado, estos puntales se instalan inmediatamente después de la limpieza del mineral.
- **Relleno Detrítico (Soporte Pasivo Regional):** Una vez instalado el soporte de madera, se procede a la voladura del desmonte (circado) para completar el ancho operativo. Este material fragmentado rellena el vacío, confinando las cajas y los propios puntales. El relleno absorbe las cargas principales del macizo, restableciendo la continuidad física del cerro y minimizando la convergencia de las cajas

3.3.6.8. Índice de labores de preparación I_{LP}

necesario para extraer 1000 TM. de mineral de un tajeo

$$I_{LP} = \frac{Long.de Lab.Preparat(m)}{Reserva Explotable(T)} \times 1000 \times \frac{m}{1000 T}$$

Donde: Reserva explotable =(R.expl.)

$$R_{expl} = L \times Alt \times Ancho \times Dens \times Rec.res \quad (T)$$

Donde:

L: Longitud del block = 35.20 m

Alt: Altura del block= 30.6 m

Ancho: Ancho de la estructura = 0.20

Dens: Densidad in situ del mineral = 2.75

Rec.res: El mineral que se obtiene por labores preparatorias y un tajeo, dividido por la reserva total, expresado en porcentaje (%)

$$Rec.res = \frac{M_{prep} + M_{tajo}}{M_{tajo}} = \frac{254.414 TM + 592.416 TM}{592.416 TM} = 1.414$$

Reemplazando:

$$R_{expl} = 35.20 \times 30.6 \times 0.20 \times 2.75 \times 1.414 = 837.83 TM$$

$$I_{LP} = \frac{205.97}{837.83} \times 1000 \times \frac{m}{1000 T} = 245.83 \frac{m}{1000T}$$

Para poder extraer 1000 toneladas de mineral de la Estructura Santa Rita, el diseño requiere avanzar 245.83 metros lineales de labores de preparatorias

3.3.6.9. producción obtenida por labores de preparación (P_{LP})

La producción obtenida por labores de preparación (P_{LP}) Frente al block de explotación

$$P_{LP} = I_{LP} \times Secc \times Dens \times k_{min} \times \frac{100}{1000} \%$$

$$I_{LP}: \text{Índice de labores de preparación} = 245.83 \frac{m}{1000T}$$

Secc: (m²) =0.375 m²

Dens: Densidad del mineral (T/m³) =2.75 T/m³

K_{min}: es el coeficiente entre el metraje de labores preparatorias en mineral y el metraje total = 1

Reemplazando:

$$P_{LP} = 245.83 \times 0.375 \times 2.75 \times 1 \times \frac{100}{1000} \% = 25.35 \%$$

El 25.35 % del mineral total proviene de las labores de preparación, lo cual favorece la rentabilidad operativa mediante la obtención temprana de flujo de caja durante la etapa constructiva del tajeo.

3.3.7.CICLO DE MINADO GENERAL EN EL BLOCK DE EXPLOTACIÓN (TAJO)

ciclo de minado para el block se realizará bajo una metodología de una eficiente selectividad por el motivo de una potencia de veta promedia de 0.20 m, donde cada etapa del ciclo garantizará la estabilidad del macizo rocoso.

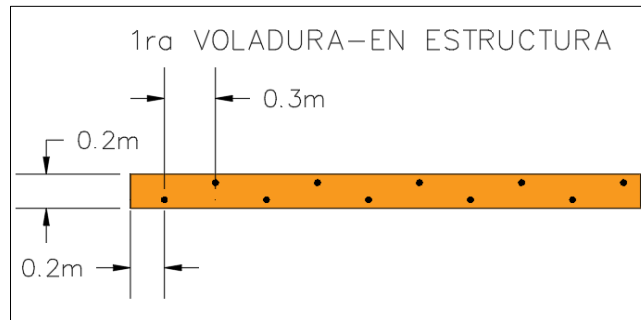
3.3.7.1. PERFORACIÓN

Es la etapa donde se define la precisión de la rotura y se minimiza la dilución en la estructura Santa Rita.

Inicia con el posicionamiento del personal en el frente de trabajo para realizar la perforación selectiva.

- Equipamiento y Energía: Se emplea una perforadora neumática tipo Jackleg, alimentada por una línea de aire comprimido de 2" que garantiza una presión constante de 90 psi. El uso de este equipo permite la versatilidad necesaria para perforar en secciones estrechas.
- Procedimiento Operativo: La perforación no es uniforme. Se ejecuta una malla diferenciada dividida en dos grupos de taladros:
- Taladros de Veta: Se perforan taladros de 36 mm directamente sobre la estructura mineralizada. El espaciamiento se restringe a 0.30 m

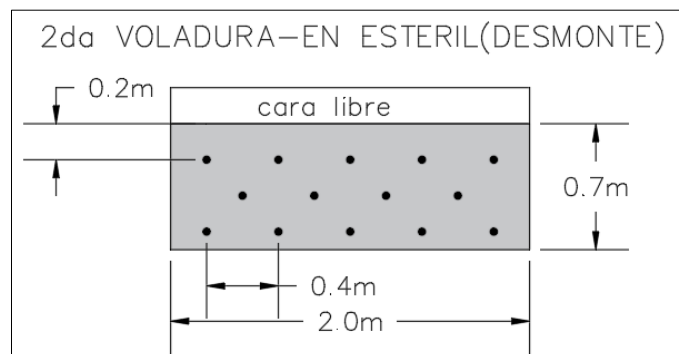
Figura27. Diseño de malla de perforación para la primera voladura en estructura.



Fuente: Elaboración propia.

- Taladros de Caja (Desmonte): Se perforan de forma paralela a la veta para completar el ancho de minado de 0.70, m. Estos taladros se perforan un diseño de malla 2-1-2 garantizando que el desmonte se distribuya en el piso del subnivel.

Figura28. Diseño de malla de perforación (2-1-2) para la segunda voladura en estéril



Fuente: Elaboración propia.

- Perforación Auxiliar (Eléctrica Manual): Como soporte fundamental para el "desquinche" de mineral y el perfilado de las cajas, se integran perforadoras eléctricas manuales de alta gama (tipo Bosch o similar). Estas herramientas ligeras permiten realizar perforaciones cortas y precisas en zonas donde la Jackleg es demasiado robusta, asegurando que no se deje mineral atrapado en las irregularidades de las cajas.

3.3.7.2. VOLADURA

La voladura se ejecuta en dos etapas secuenciales, una estrategia fundamental para el del método de circado.

- **Primera Etapa (Mineral):** Se cargan y disparan únicamente los taladros ubicados en la veta. La energía contenida proyecta la estructura de 0.20 m sobre la superficie de protección planchas de caucho, así evitando la contaminación del mineral.
- **Segunda Etapa (Desmonte):** Tras la evacuación del mineral, se procede al disparo de los taladros de la caja. El objetivo de esta fase no es el transporte, sino la fragmentación de la roca estéril para que ocupe el vacío del piso anterior, elevando la plataforma de trabajo y proporcionando soporte pasivo a las cajas.
- **Explosivos:** Se emplea la emulsión encartuchada de 5000 7/8" x 7 "
- **Accesorios de Iniciación:** Se emplean fulminantes comunes N° 8 y mecha de seguridad asegurando una secuencia de salida

3.3.7.3. VENTILACIÓN

Posterior a la voladura, se ventila el área de trabajo para permitir el reingreso del personal cumpliendo con los estándares de seguridad y salud ocupacional.

- **Sistema de Ventilación:** Se utiliza un sistema de ventilación auxiliar mediante ventiladores axiales eléctricos con un motor de **5 HP** entrega un flujo de aire de **5,000 (CFM)**. y mangas de polietileno de 18" de diámetro. Las mangas se extienden hasta una distancia de seguridad de 15 metros del frente de disparo, la dilución de gases nitrosos y monóxido de carbono se realice en un tiempo máximo de 30 a 45 minutos, permitiendo un reingreso seguro del personal para las labores de desatado y limpieza.
- **Dilución de Gases:** El tiempo de ventilación se calcula para reducir las concentraciones de gases nitrosos y monóxido de carbono por debajo de los límites permisibles establecidos en el **D.S. 024-2016-EM**. Se estima un tiempo de espera de 45 minutos.
- **Desatado de Rocas:** Una vez ventilada la labor, se realiza el desatado de rocas sueltas empleando barretillas de 4' y 6' pies. En un macizo **RMR 63**, esta labor es crítica para identificar cuñas inestables en las cajas antes de iniciar la limpieza.

3.3.7.4. LIMPIEZA Y ACARREO

Esta etapa se hay un control de selección de materiales para garantizar la pureza del mineral de alta ley.

El mineral recolectado de las planchas de caucho donde es llevado manualmente hacia el echadero central, asegurando una recuperación de finos de hasta 95% de las reservas geológicas del tajo y evitando su contacto con estériles.

Para el caso de el desmonte excedente que no es utilizado como relleno en el tajeo se dirige exclusivamente hacia las chimeneas de doble compartimiento para su almacenamiento temporal y posterior evacuación, eliminando el riesgo de contaminación cruzada en el echadero de mineral.

Para el acarreo del mineral y desmonte: En el nivel inferior (Galería base), la extracción de ambos materiales (Mineral/Desmonte) se realiza de forma independiente mediante un convoy conformado por un dámper eléctrico de 1.5 toneladas acoplada de hasta dos coches Z-20 (1 TM), logrando una capacidad de transporte de 3 TM por viaje. Este conjunto recorre una distancia aproximada de 130 metros a través de la galería principal, la cual presenta una pendiente de 0.05% que favorece el tránsito cargado hacia la desmontera o a la cancha de mineral ubicada en la superficie. Este sistema logístico dual permite evacuar de manera fluida tanto el valor económico de la Veta Santa Rita como el desmonte sobrante, optimizando la operatividad del proyecto y así mantener la integridad de las leyes de la estructura santa Rita.

3.3.7.5. SOSTENIMIENTO

El sostenimiento para la estructura **Santa Rita** se diseña bajo un enfoque preventivo considerando que el macizo rocoso presenta una calidad **Regular (RMR 63)**. El objetivo primordial es el restablecimiento del equilibrio del macizo mediante la combinación de soporte activo inmediato (madera) y soporte pasivo permanente (relleno).

A. Puntales de Seguridad (Soporte Inmediato en Tajo)

Debido a la estrechez de la veta y la metodología de circado, los puntales de seguridad constituyen la primera línea de defensa tras el desatado de rocas.

Tipo de material: Se emplean puntales de madera de eucalipto de **6"** a **8"** de diámetro. Estos se instalan con patillas y plantillas, para incrementar el área de contacto y distribuir mejor las presiones de las cajas.

Función: Su instalación es sistemática y sigue el avance del frente. Actúan confinando las cajas y evitando el desprendimiento de planchones durante la fase de limpieza de mineral sobre las planchas de caucho.

En el método de circado, estos puntales quedan enterados por el relleno detrítico, lo que aumenta la estabilidad del block de minado

B. Cuadros de Madera (Soporte Estructural y de Acceso)

El sostenimiento mediante cuadros de madera se realizará mediante un monitoreo geomecánico constante en el frente de trabajo con evaluación in situ mediante la Tabla GSI.

Cuadros Cónicos (Cuadros de Galería):

Diseño: Constan de un sombrero, dos postes y una solera. La particularidad es que los postes se instalan con una inclinación (vuelo) hacia el centro, formando una geometría trapezoidal.

Aplicación: Se utilizan en la galería principal de transporte de **130 m** y en las zonas de carguío del convoy (dumper + carros Z20). Su diseño cónico permite absorber mejor las presiones laterales y verticales del macizo RMR 63, evitando que el cuadro se "abra" o colapse ante esfuerzos.

Cuadros Cojos (Soporte de Tajo y Estructuras Inclınadas):

Diseño: Se caracterizan por tener un solo poste apoyado en el terreno (piso o caja) y un sombrero que se ancla directamente en una muesca o "patilla" realizada en la roca firme (caja piso).

Aplicación: Son ideales para el sostenimiento dentro del tajeo en zonas donde la caja piso es competente y solo se requiere sostener la caja techo. Su uso optimiza el espacio de trabajo en secciones reducidas y reduce el consumo de madera sin comprometer la seguridad.

Cuadros Rectos:

Utilizados principalmente en el revestimiento de las chimeneas de doble compartimiento y el echadero central. Garantizan que las paredes de estas labores críticas se estabilicen

C. Relleno Detrítico (Soporte Pasivo-Desmante generado)

El relleno es el elemento definitivo para el restablecimiento del macizo escencialmente en los tajos.

Procedimiento: El desmante proveniente de la voladura de la caja (circado) se acomoda manualmente para rellenar el vacío dejado por la extracción del mineral.

Aplicación: Este material fragmentado, al compactarse bajo su propio peso y por el tránsito operativo, ofrece un confinamiento global a las cajas del tajo. Esto permite que no se cierre de las cajas y protege las labores de los niveles superiores, permitiendo una recuperación de la veta sin dejar pilares de mineral con valor económico.

Tabla23. tipo de sostenimiento en los laboreos mineros

Labor	Tipo de Sostenimiento	Objetivo
Tajeo de Explotación	Puntales de seguridad + Relleno	Control de cajas y plataforma de trabajo.
Galería Principal	Cuadros Cónicos / Pernos ocasionales	Estabilidad de la vía de acceso principal
Echadero / Chimeneas	Cuadros Rectos (Revestimiento)	Protección contra erosión y flujo de carga.
Zonas de Falla (RMR < 40)	Cuadros Cojos	Sostenimiento preventivo de avance.

Fuente: Elaboración propia

3.3.8. DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS A UTILIZAR

Para la ejecución eficiente del ciclo de minado en la estructura Santa Rita, se requieren equipos que se adapten a las dimensiones reducidas de la labor y a la necesidad de mantener una alta selectividad. La elección prioriza la versatilidad neumática y la eficiencia eléctrica para optimizar los costos operativos.

3.3.8.1. EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Se requiere de equipos que permitan una perforación precisa en secciones estrechas, utilizando energía neumática para la producción principal y energía eléctrica para labores auxiliares de desquinche y perfilado de cajas, garantizando la integridad de la veta de 0.20 m

Tabla24. Descripción de los equipos de perforación

DESCRIPCIÓN TÉCNICA	EQUIPO NEUMÁTICO (Jackleg)	EQUIPO ELÉCTRICO (Makita)
Modelo	Seco S250 / Boart Longyear	Martillo SDS-Max HR5212C
Consumo de Energía	115 - 125 CFM a 90 psi	1,510 W (1.51 kW)
Voltaje de Operación	N/A (Neumática)	220 V / 50-60 Hz
Longitud de Barreno	4, 5 y 6 pies (integrales)	Brocas de extensión hasta 800 mm
Diámetro de Perforación	36 mm (prod.) / 38 mm (rimado)	32, mm
Energía de Impacto	120 Joules	19.1 Joules
Frecuencia de Impacto	2,250 golpes/min	1,100 - 2,250 golpes/min
Peso Operativo	34 kg	11.9 kg

Fuente: Elaboración propia

Figura29. Jackleg seco 250 s



Fuente: Catálogo técnico del fabricante

Figura30. Maquita -Max 1510W



Fuente: Catálogo técnico del fabricante / Elaboración propia (2026)

3.3.8.2. EQUIPOS DE VENTILACIÓN

Se requiere un sistema de ventilación mecánica auxiliar que garantice un ambiente laboral seguro y cumpla con el caudal de aire necesario para el personal

Tabla25. Descripción de los equipos de ventilación

PARÁMETRO	ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	DETALLE OPERATIVO
Tipo de Ventilador	Axial de alta presión	Impelente
Capacidad de Flujo	5,000 CFM (ft3/min)	Cobertura hasta 200 m con ducto
Potencia del Motor	5 HP / 3.73 kW	Motor blindado para mina
Diámetro de Manga	18 pulgadas (450 mm)	Lona reforzada
Alcance de Soplado	Efectivo hasta 150 metros	Manteniendo presión estática
Velocidad de Salida	20 - 25 m/s	Para dilución rápida de gases

Fuente: Elaboración propia

Figura31. ventiladora axial



Fuente: Catálogo técnico del fabricante

3.3.8.3. EQUIPOS DE COMPRESORAS

Para alimentar simultáneamente dos martillos perforadores, se requiere una fuente de aire comprimido estable. El uso de un "pulmón" es necesario para amortiguar las diferencias de presión y eliminar la humedad del sistema, protegiendo los mecanismos internos de las Jacklegs.

Tabla26. Descripción de los equipos de compresora

DESCRIPCIÓN	COMPRESORA (Tipo Atlas Copco XAS 450-200)	PULMÓN DE AIRE (Receptor sugerido/incluido)
Capacidad de Flujo	441 CFM	Capacidad de 400 Litros (~105 galones)
Presión de Trabajo	200 psi (Presión nominal de trabajo)	Presión de diseño: 200 psi
Consumo Combustible	4.8 - 6.2 gl/hr (Estimado según carga diésel)	N/A
Número de Salidas	1 toma de 1.5" y 2 tomas de 3/4"	1 entrada / 2 salidas
Sistema de Enfriamiento	Por aceite / aire (Air Cooled)	Purga de condensado manual
Dimensiones	4.32 x 2.04 x 2.16 m	Integrado / Vertical según instalación
Peso / Motor	1,825 kg / Motor Ashok Leyland (100 HP)	N/A

Fuente: Elaboración propia

Figura32. Pulmón de aire



Fuente: Catálogo técnico del fabricante

Figura33. compresora atlas copco de 2 martillos



Fuente: Catálogo técnico del fabricante

3.3.8.4. EQUIPO DE ACARREO Y LIMPIEZA

El sistema de transporte ha sido diseñado para evacuar un promedio de 3.0 TM por viaje, integrando una dumper eléctrica para tracción y coches mineros Z-20 para volumen.

Tabla27. Descripción de los equipos de Acarreo y limpieza

DESCRIPCIÓN	MINI DUMPER ELÉCTRICO	COCHE MINERO Z20
Capacidad de Carga	1.5 Toneladas	1.0 Tonelada (20 \$ft^3\$)
Dimensiones (LxAnxAI)	2.90 x 1.00 x 1.25 m	1.20 x 0.80 x 0.95 m
Motor de Tracción	3,000 W (DC sin escobillas)	N/A (Remolcado)
Voltaje / Baterías	72 V (6 x 12V 100A)	N/A
Velocidad Máxima	15 km/h (Vacío)	Según velocidad del convoy
Pendiente Máxima	15% de inclinación	0.5 %
Sistema de Frenos	Disco / Tambor hidráulico	Freno de pie /manual

Fuente: Elaboración propia

Figura34. Mini dumper eléctrica de1.5 tm



Fuente: Catálogo técnico del fabricante / Elaboración propia (2026)

Figura35. coche minero Z-20 hechizo de 1 tm



Fuente: Catálogo técnico del fabricante / Elaboración propia (2026)

3.3.8.5. GENERADOR ELECTRICO

Para garantizar la continuidad de los servicios de ventilación, iluminación y el uso de la perforadora eléctrica Makita en interior mina, oficinas, campamentos y otros, se requiere un grupo electrógeno trifásico. Este equipo proveerá energía estable permitiendo la autonomía operativa del proyecto.

Tabla28. Descripción del equipo Generador Eléctrico

PARÁMETRO	ESPECIFICACIÓN (Modelo 30kW)	DETALLE TÉCNICO
Potencia Nominal	30 kW / 37.5 kVA	Trifásico
Voltaje de Salida	220 V / 380 V / 440 V	Multivoltaje seleccionable
Frecuencia	60 Hz	Estabilidad +/- 1%
Amperaje Máximo	54 A (en 380V)	Apto para arranque de motores
Tipo de Motor	Diésel 4 cilindros	Inyección directa
Sistema de Control	Panel Digital (Volt/Amp/Hz)	Parada de emergencia autom.
Consumo Estimado	1.8 - 2.2 gl/hr	Al 75% de la carga nominal

Fuente: Elaboración propia

Figura36. Generador eléctrico Bonelli 30 kw



Fuente: Catálogo técnico del fabricante / Elaboración propia (2026)

3.3.9. DISEÑO DE VENTILACION

Para el desarrollo de la exploración en la estructura Santa Rita, se ha determinado que las operaciones se realizarán exclusivamente mediante métodos convencionales. Por tal motivo, no se utilizarán equipos con motor petrolero (diésel) dentro de las labores mineras.

Para el diseño del proyecto, al no emplear equipos con motor petrolero, el requerimiento de Aire Total (Q_{TO}) es comparado con la demanda de la operación frente al Requerimiento por consumo de Explosivo Q_{EX} eligiendo el resultado de mayor capacidad.

Cálculo De Caudal De Aire Requerido:

Requerimiento de Aire Total (Q_{TO})

Cuando no se utilizan equipos de motor petrolero comparar con el consumo de Q_{EX}

Y elegir el de mayor capacidad compara con

$$Q_{TO} > Q_{EX}$$

Q_{TO} :Caudal total de la operación

$$Q_{TO} = Q_{T1} + Q_{FU}$$

Donde:

Q_{T1} :Sumatoria de caudal de numero de personal , consumo de madera, y temperatura de labores

$$Q_{T1} = Q_{Tr} + Q_{Ma} + Q_{Te}$$

Q_{Tr} es el caudal requerido por número de trabajadores (m3/min)

$$Q_{Tr} = F \times N$$

F: caudal mínimo por persona; el nivel de estudio es la cota 2235, cual corresponde a 4 m3/min

N: Numero de trabajadores en la guardia más numerosa, se considera 8 personas

Reemplazando

$$Q_{Tr} = 4 \times 8 = 32 \frac{m^3}{min}$$

Q_{Ma} : es el caudal requerido por consumo de madera (m3/min)

$$Q_{Ma} = T \times u$$

T: Producción en toneladas métricas húmedas por guardia: 6.4972 T

u: Factor de producción por consumo de madera 0.60 m3/min

Reemplazando

$$Q_{Ma} = 6.4972 \times 0.60 = 3.89 \frac{m^3}{min}$$

Q_{Te} : es el caudal requerido por temperatura en las labores de trabajo (m3/min)

<

V_M : Velocidad mínima: 30 m/min

A: Área de la labor promedio: 1.98 m2

N: Numero de niveles > a 24 °c : 1

Reemplazando:

$$Q_{Te} = 30 \times 1.98 \times 1 = 59.40 \frac{m^3}{min}$$

Por lo tanto:

$$Q_{T1} = Q_{Tr} + Q_{Ma} + Q_{Te} = 32 + 3.89 + 59.40 = 95.29 \frac{m^3}{min}$$

Entonces:

Q_{FU} : Caudal requerido por fugas

$$Q_{FU} = 15\% \times Q_{T1} \frac{m^3}{min}$$

Reemplazando:

$$Q_{FU} = 0.15 \times 95.29 = 14.29 \frac{m^3}{min}$$

$$Q_{TO} = Q_{T1} + Q_{FU} = 95.29 + 14.62 = 109.58 \frac{m^3}{min}$$

Ahora el cálculo de Requerimiento por consumo de Explosivo Q_{EX}

$$Q_{EX} = A \times V \times N$$

A = Área promedio de labores (m2) :1.98 m2

V = Velocidad mínima requerida según norma (m/min): 30 m/min

N = Número de niveles en voladura: 1

Reemplazando:

$$Q_{EX} = 1.98 \times 30 \times 1 = 59.40 \frac{m^3}{min}$$

Dado que el requerimiento Q_{TO} es mayor que el necesario para Requerimiento por consumo de Explosivo Q_{EX} , el sistema de ventilación debe diseñarse para

cubrir la demanda más exigente Q_{TO} . Esto garantiza que, además de limpiar los gases del disparo, se mantendrá el confort térmico y la calidad del aire durante toda la jornada de trabajo.

Tabla29. Requerimiento de aire total cuando no se utilizan equipos de motor petrolero

REQUERIMIENTO DE AIRE TOTAL (Q_{TO})					
* CUANDO NO SE UTILIZAN EQUIPOS DE MOTOR PETROLERO –Comparar el $Q_{TO} \geq, \leq Q_{EX}$,y usar el de mayor consumo Donde: –Q_{TO}: Caudal Total de la operación ($\frac{m^3}{min}$) –Q_{EX}: Caudal Requerido por consumo de Explosivo ($\frac{m^3}{min}$) $Q_{TO} = Q_{Tr} + Q_{FU}$ $Q_{T1} = Q_{Tr} + Q_{MA} + Q_{Te}$					
a) Q_{Tr}:Requerimiento por numero de trabajadores $Q_{Tr} = F \times N \left(\frac{m^3}{min} \right)$ <table border="1"> <tr> <td>F:Caudal minimo por persona , Nr. 2235 , corresponde 4 m3/mi</td><td>4 m3/min</td></tr> <tr> <td>N:Numero de trabajadores de la guardia mas Numerosa: 8</td><td>8 Personas</td></tr> </table> $Q_{Tr} = 4 \times 8 \left(\frac{m^3}{min} \right)$ $Q_{Tr} = 32 \text{ m3/min}$	F:Caudal minimo por persona , Nr. 2235 , corresponde 4 m3/mi	4 m3/min	N:Numero de trabajadores de la guardia mas Numerosa: 8	8 Personas	d) Q_{T1}:Sumatoria de Caudal requerido $Q_{T1} = Q_{Tr} + Q_{MA} + Q_{Te}$ $Q_{T1} = 32 + 6.108 + 59.40$ $Q_{T1} = 97.508 \text{ m3/min}$ Q_{FU}: Caudal Requerido por fugas e) $Q_{FU} = 15\% \times Q_{T1} \left(\frac{m^3}{min} \right)$ $Q_{FU} = 14.6262 \text{ m3/min}$ $\therefore Q_{TO} = Q_{T1} + Q_{FU} = 97.508 + 14.62$ $\therefore Q_{TO} = 112.1342 \text{ m3/min}$
F:Caudal minimo por persona , Nr. 2235 , corresponde 4 m3/mi	4 m3/min				
N:Numero de trabajadores de la guardia mas Numerosa: 8	8 Personas				
b) Q_{MA}:Caudal Requerido por consumo de Madera $Q_{MA} = T \times u \left(\frac{m^3}{min} \right)$ <table border="1"> <tr> <td>u: 20 % del Total de produccion , donde corresponde el 0.60 m3</td><td>0.6 m3/min</td></tr> <tr> <td>T:Produccion en Toneladas metricas Húmedas por guardia 10.1</td><td>10.18 TM</td></tr> </table> $Q_{MA} = 10.18 \times 0.60 \left(\frac{m^3}{min} \right)$ $Q_{MA} = 6.108 \text{ m3/min}$	u: 20 % del Total de produccion , donde corresponde el 0.60 m3	0.6 m3/min	T:Produccion en Toneladas metricas Húmedas por guardia 10.1	10.18 TM	f) Q_{EX}:Calculo requerido por consumo de Explosivo $Q_{EX} = A \times V \times N \left(\frac{m^3}{min} \right)$ V:Velocidad minima requerida por norma: 30 m/min A:Área promedio de Labores: 1.988 m2 N: numero de niveles en voladura 1 $Q_{EX} = 59.64 \text{ m3/min}$ $\therefore Q_{TO} > Q_{EX}$ $\therefore$ Se determina como requerimiento de aire total el de mayor Valor $Q_{TO} = 112.1342 \text{ m3/min}$
u: 20 % del Total de produccion , donde corresponde el 0.60 m3	0.6 m3/min				
T:Produccion en Toneladas metricas Húmedas por guardia 10.1	10.18 TM				
c) Q_{Te}:Caudal Requerido por temperatura en las labores de Trabajo $Q_{Te} = V_M \times A \times N \left(\frac{m^3}{min} \right)$ V_M:Velocidad minima : 30 m/min A:Área de la labor promedio: 1.98 m2 N:numero de niveles > 23°C 1 $Q_{Te} = 30 \times 1.98 \times 1 \left(\frac{m^3}{min} \right)$ $Q_{te} = 59.4 \text{ m3/min}$					

Fuente elaboración propia

3.3.10. SERVICIOS AUXILIARES DEL PROYECTO

Los servicios auxiliares son actividades fundamentales que garantizan la continuidad operativa y la seguridad en la explotación de la estructura Santa Rita, donde se mencionan los necesarios

3.3.10.1. CONSUMO DE AIRE COMPRIMIDO

Este servicio es vital para la perforación primaria con Jackleg y el soplado de taladros.

Tabla30. consumo de aire comprimido

CONSUMO DE AIRE COMPRIMIDO	CFM	COMENTARIO TÉCNICO
Máquinas Perforadoras	360	Se asume el funcionamiento simultáneo de hasta 3 equipos con un consumo unitario de 120 CFM.
Pérdida por fugas (15%)	54	Factor de seguridad para compensar pérdidas por acoples y longitud de línea desde la compresora.
TOTAL, REQUERIDO	414	Caudal necesario para mantener una presión constante de 90 psi en el frente de trabajo.

Fuente elaboración propia

3.3.10.2. CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA

La demanda eléctrica se ha calculado considerando la operación de equipos auxiliares y servicios de campamento.

Tabla31. consumo de energía eléctrica

CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA	KW	COMENTARIO TÉCNICO
Ventiladoras Axiales	5	Potencia requerida para un ventilador de 5 HP que garantiza 5,000 CFM de aire fresco.
Perforadoras Eléctricas	6	Considera el uso de martillos eléctricos manuales para el desquinche y perfilado de cajas.
Herramientas Eléctricas	3	Amoladoras, taladros y equipos de mantenimiento en taller.
Bombas de Agua	3	Necesarias para el bombeo de agua a una cota superior
Otros (Campamento, oficinas)	5	Iluminación externa, carga de lámparas y servicios administrativos.
TOTAL, REQUERIDO	22	La demanda total de 22 KW es cubierta por el grupo electrógeno de 30 kW seleccionado.

Fuente elaboración propia

3.3.10.3. CONSUMO DE AGUA

El recurso hídrico se destina principalmente para el barrido de la perforación (control de polvo) y uso doméstico.

Tabla32. consumo de agua

CONSUMO DE AGUA	m³/día	COMENTARIO TÉCNICO
Máquinas Perforadoras	2.5	Volumen necesario para el enfriamiento de brocas y evacuación de detritus.
Consumo Humano	1.0	Basado en una dotación promedio para el personal de mina y superficie.
Otros (Limpieza/Riego)	0.2	Regado de carga post-voladura para mitigar la presencia de polvo en el ambiente.
TOTAL REQUERIDO	3.7	Abastecimiento mediante tanque de almacenamiento por gravedad.

Fuente elaboración propia

3.3.10.4. CONSUMO DE INSUMOS (EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS)

Los valores presentados corresponden a un estimado mensual proyectado para un avance sistemático en la estructura Santa Rita.

Tabla33. consumo de explosivos y accesorios

CONSUMO DE INSUMOS	CANTIDAD	UNIDAD	COMENTARIO TÉCNICO
Fulminante Común N° 28	1,250	unid.	Basado en un promedio de 50 taladros por disparo durante 25 días.
Mecha de Seguridad (Blanca)	2,625	m	Estimando 2.10 metros por taladro para garantizar el tiempo de salida.
Dinamita (45% - 65%) /Emulsión Encartuchada	12	cajas	Aproximadamente 250 kg de explosivo encartuchado mensual.

Fuente elaboración propia

Para el suministro de estos insumos, la empresa cuenta con un polvorín autorizado que cumple con todas las normativas de SUCAMEC. Este polvorín garantiza el abastecimiento continuo y legal de los explosivos y accesorios necesarios para el proyecto de explotación de la estructura Santa Rita.

3.3.11. PLANEAMIENTO MINERO

Para garantizar la sostenibilidad operativa y la viabilidad económica de la Explotación de la Estructura Santa Rita, se ha diseñado un programa de producción que integra las etapas de exploración, desarrollo, preparación y explotación. La secuencia permite un control de las labores, asegurando una extracción constante

El detalle de este planeamiento es el aprovechamiento del mineral proveniente de labores de desarrollo y preparación pues estructura Santa Rita presenta mineralización desde las etapas tempranas de acceso, este volumen de mineral se considerará al flujo de caja desde el primer año

Tabla34. programa de producción proyectada de la estructura santa Rita para 5 años

PROGRAMA DE PRODUCCION DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA					
LABOREO MINERO	AÑO 1- TM	AÑO 2- TM	AÑO 3- TM	AÑO 4- TM	AÑO 5- TM
Labores Preparatorias	974.5824	974.5824	974.5824	974.5824	974.5824
PRODUCCION DE TAJEOS	3898.3296	3898.3296	3898.3296	3898.3296	3898.3296
TOTAL	4872.912	4872.912	4872.912	4872.912	4872.912

Fuente: Elaboración propia

3.3.12. CONSIDERACIONES DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

El diseño de las labores de preparación en la estructura Santa Rita está alineado estrictamente con el Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional de la Empresa Minera San Luis II S.A. Dicha gestión operativa cumple de manera obligatoria con lo establecido en el D.S. 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM, garantizando que cada etapa del planeamiento minero priorice la integridad física de los trabajadores.

Este cumplimiento normativo se integra en el diseño operativo mediante la adopción de estándares rigurosos en las operaciones de sostenimiento, ventilación y acceso a los tajos. Asimismo, se establecen medidas de control preventivo para la mitigación de riesgos críticos inherentes a las actividades de perforación, voladura y limpieza, asegurando que las condiciones de trabajo cumplan con los niveles de seguridad requeridos por la normativa minera vigente, minimizando así la exposición del personal a peligros potenciales durante el ciclo de minado.

CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUCION

4.1. EVALUACION PRELIMINAR DEL PROYECTO

La evaluación preliminar constituye la fase crítica de transición donde los datos geológicos y técnicos obtenidos en campo se transforman en indicadores de rentabilidad económica. El objetivo central de esta etapa es determinar si la explotación de la estructura Santa Rita es capaz de generar flujos de caja positivos que justifiquen la inversión de capital, considerando las condiciones actuales del mercado de metales y los costos operativos específicos de la pequeña minería.

Para ello, se integran las variables de producción, costos directos de mina y gastos de gestión en un horizonte de planeamiento, permitiendo proyectar el retorno de la inversión y la capacidad del proyecto para mitigar riesgos operativos.

4.2. FORMULACION DEL PROYECTO MINERO

La formulación del proyecto minero para la estructura Santa Rita se define como el planteamiento técnico-económico integral destinado a la puesta en producción de los recursos minerales identificados. El proyecto se fundamenta en el desarrollo y preparación de la estructura santa Rita para explotar las reservas de manera económica.

La formulación se basa en los siguientes pilares estratégicos:

Diseño y Planificación de Labores: Se establece un objetivo de producción alineado a un ciclo completo que garantiza la reposición de reservas. Este ciclo incluye la exploración para la cubicación de recursos, el desarrollo de accesos principales, la preparación de los blocks de minado y la explotación sistemática de la estructura.

Estructura de Costos: Se formula un modelo de costos operativos (**OPEX**) que integra el Costo Directo de Mina, los Gastos Administrativos y una Contingencia Operativa del 7%. Este modelo asegura que el valor de cada tonelada métrica (\$/TM) cubra la totalidad de los desembolsos requeridos para el ciclo de minado.

Inversión de Capital (CAPEX): Se estructura mediante la Inversión Fija Tangible (maquinaria y obras civiles), la Inversión Fija Intangible (estudios y permisos) y el Capital de Trabajo para el fondo de mano de obra. Este esquema asegura el financiamiento total de la puesta en marcha en la estructura Santa Rita, garantizando la disponibilidad de recursos antes de la generación de ingresos por comercialización, conforme a los criterios de suficiencia de Huamán (2012).

4.2.1. INVERSION INICIAL DEL PROYECTO MINERO

La inversión inicial del proyecto de explotación de la estructura Santa Rita serán los recursos financieros necesarios para adquirir los activos requeridos para iniciar la etapa de producción comercial en la estructura Santa Rita.

Esta inversión se compone en tres componentes importantes: activos fijos tangibles, activos fijos intangibles y capital de trabajo.

El objetivo de esta estructura es garantizar que la Empresa Minera San Luis II S.A. cuente con la infraestructura y liquidez necesarias para mitigar los riesgos operativos iniciales.

4.2.2. INVERION DE ACTIVOS FIJOS

Es el desembolso total necesario para adquirir todos los activos que permitirán el funcionamiento operativo del proyecto de explotación de la estructura Santa Rita.

Inversión Fija Total = Activos Tangibles + Activos Intangibles

4.2.2.1. INVERSION FIJA TANJIBLE:

Es la inversión en bienes físicos y materiales depreciables que aportan la base operativa proyecto de explotación de la estructura Santa Rita. Estos activos son necesarios para el soporte y la ejecución de operaciones mina.

A) Inversión en Maquinaria y Equipo de Mina

Estos activos representan el componente tecnológico principal para ejecutar los ciclos de perforación y voladura, garantizando el avance lineal en las labores de la Estructura Santa Rita.

Tabla35. Presupuesto de Inversión en Maquinaria y Equipo de Mina

A) Equipos Y Maquinarias	Cantidad	unid	cu (s/)	costo
Bomba De Agua De 10 Hp	1 pza	S/	4,056.00	\$ 1,111.23
Compresora 450 CFM	1 pza	S/	49,500.00	\$ 13,561.64
Ventiladora 5hp	1 pza	S/	3,887.00	\$ 1,064.93
Ventiladora 3 Hp	1 pza	S/	3,380.00	\$ 926.03
Perforadora Neumática Jack Leg	2 pza	S/	20,280.00	\$ 11,112.33
Perforadora Electrica Makita	2 pza	S/	3,718.00	\$ 2,037.26
Pulmon De Aire	1 pza	S/	6,084.00	\$ 1,666.85
Sub-Total(\$)				\$ 31,480.27

Fuente: Elaboración propia.

B) Equipo de Acarreo

Esta inversión se destina a los activos necesarios para el transporte interno del material roto, tanto mineral como desmonte.

Tabla36. Presupuesto de Inversión en Equipo de Acarreo

B) Equipo De Acarreo	Cantidad	unid	cu (s/)	costo
Dumper Eléctrico 1.5 Ton	1 pza	S/	19,604.00	\$ 5,370.96
Carro Minero Z-20	2 pza	S/	3,718.00	\$ 2,037.26
Sub-Total(\$)				\$ 7,408.22

Fuente: Elaboración propia.

C) Materiales y Herramientas

Representa la inversión en bienes de menor escala, pero de uso alto, esenciales para el mantenimiento preventivo y el soporte operativo diario.

Tabla37. Presupuesto de Inversión en Materiales y Herramientas

C) Materiales Y Herramientas	Cantidad	unid	cu (s/)	costo
Tubera HDPE DE 1" Para Agua	300 m	S/	4.20	\$ 345.21
Tubera HDPE DE 2" Para Aire	300 m	S/	4.50	\$ 369.86
Manguera De Jebe 1/2" Para Agua	15 m	S/	25.00	\$ 102.74
Manguera De Jebe 1" Para Aire	20 m	S/	19.00	\$ 104.11
Manga de ventilacion Lona -Resistente de 18''	150 m	S/	48.00	\$ 1,972.60
Barrenos De 4 '	4 unid	S/	248.80	\$ 272.66
Barrenos De 6 '	4 unid	S/	350.00	\$ 383.56
Brocas De 36 Mm	12 unid	S/	98.90	\$ 325.15
Brocas De 38 Mm	12 unid	S/	106.80	\$ 351.12
Saca Barreno	2 unid	S/	30.00	\$ 16.44
Saca Broca	2 unid	S/	180.00	\$ 98.63
Cucharilla De 5 Ft	2 unid	S/	20.20	\$ 11.07
Atacador De Madera	3 unid	S/	13.50	\$ 11.10
Guiador	3 unid	S/	20.20	\$ 16.60
Comba De 8 Lb	3 unid	S/	110.00	\$ 90.41
Pala	3 unid	S/	67.60	\$ 55.56
Pico	3 unid	S/	57.40	\$ 47.18
Punta	6 unid	S/	10.00	\$ 16.44
Llave Francesa	3 unid	S/	70.00	\$ 57.53
Llave Inglesa	3 unid	S/	47.30	\$ 38.88
Mochila	2 unid	S/	40.50	\$ 22.19
Juego De Barretilas 4'	3 unid	S/	110.00	\$ 90.41
Juego De Barretilas 6'	3 unid	S/	180.00	\$ 147.95
Juego De Barretilas 8'	3 unid	S/	300.00	\$ 246.58
Acoples 2"	6 unid	S/	13.50	\$ 22.19
Uniones 2"	6 unid	S/	11.80	\$ 19.40
Reducciones De 2" A 1"	6 unid	S/	11.80	\$ 19.40
Cable Vulcanizado	1 rollo	S/	608.00	\$ 166.58
Corvina	3 unid	S/	70.90	\$ 58.27
Sub-Total(\$)				\$ 5,479.81

Fuente: Elaboración propia.

D) Servicios Auxiliares

Estos activos garantizan un entorno de trabajo óptimo, libre de gases y agua, cumpliendo con los estándares de seguridad vigentes.

Tabla38. Presupuesto de Inversión en Servicios Auxiliares

D) Servicios Auxiliares	Cantidad	unid	cu (s/)	costo
D.1) Casa Fuerza				
Grupo Electrónico 30KW	1 pza	S/	25,000.00	\$ 6,849.32
D.2) Taller De Maestranza				
Maquina De Soldar	1 pza	S/	1,200.00	\$ 328.77
Afilador De Broca	1 pza	S/	800.00	\$ 219.18
Sierra Electrica Makita	2 pza	S/	550.00	\$ 301.37
Esmeril	2 pza	S/	305.00	\$ 167.12
D.3) Comunicaciones				
Equipos De Telecomunicación	1 pza	S/	1,200.00	\$ 328.77
Radio	1 pza	S/	500.00	\$ 136.99
D.4) Vehiculos				\$ -
Motocicleta	2 pza	S/	6,500.00	\$ 3,561.64
Camioneta	1 pza	S/	91,260.00	\$ 25,002.74
D.5) Mobiliario				
Escritorio	2 pza	S/	480.00	\$ 263.01
Cama	7 pza	S/	250.00	\$ 479.45
Armario	7 pza	S/	200.00	\$ 383.56
Colchones	7 pza	S/	380.00	\$ 728.77
Frazadas	28 pza	S/	65.00	\$ 498.63
Sillas	10 pza	S/	48.00	\$ 131.51
Computadoras	2 pza	S/	6,000.00	\$ 3,287.67
Sub-Total(\$)				\$ 42,668.49

Fuente: Elaboración propia.

E) Obras Civiles

Estas obras proporcionan la base logística necesaria para la gestión y el resguardo de los insumos críticos, facilitando la administración integral de la unidad minera.

Tabla39. Presupuesto de Inversión en Obras Civiles

E) Obras Civiles	Cantidad	unid	cu (s/)	costo
Campamento 3x3 M	3	unid	S/ 3,000.00	\$ 2,465.75
Taller De Maeastranza 6x 4	1	unid	S/ 7,000.00	\$ 1,917.81
Oficina 4x5 M	1	unid	S/ 4,000.00	\$ 1,095.89
Baño 1.70 X 1.70 M	1	unid	S/ 1,500.00	\$ 410.96
Area De Residuos Industriales 5x 6 M	1	unid	S/ 6,500.00	\$ 1,780.82
Area De Combustibles Y Lubricantes 3x4 M	1	unid	S/ 2,500.00	\$ 684.93
Tópico 3x 3 M	1	unid	S/ 3,000.00	\$ 821.92
Comedor Y Cocina 4x8 M	1	unid	S/ 8,500.00	\$ 2,328.77
Vestuario 3x3 M	1	unid	S/ 2,500.00	\$ 684.93
Mantenimiento Carretera 500m	1	m	S/ 10,000.00	\$ 2,739.73
Tanque De Agua Industrial De 1m3	3	unid	S/ 550.00	\$ 452.05
Tanque De Agua Uso Doméstico	2	unid	S/ 574.00	\$ 314.52
Sub-Total(\$)				\$ 15,698.08

Fuente: Elaboración propia.

Tabla40. RESUMEN DEL TOTAL INVERSIÓN FIJA TANGIBLE

TOTAL	\$102,734.88
--------------	---------------------

Fuente: Elaboración propia basada en cotizaciones de mercado.

4.2.2.2. INVERION DE ACTIVOS FIJOS INTANJIBLES

Agrupar las inversiones en activos no físicos y labores mineras preoperativas necesarias para la puesta en marcha del proyecto. Comprende el acondicionamiento de accesos, el desarrollo y preparación de los blocks de explotación, estudios de ingeniería, gestión de permisos legales ante entidades reguladoras y los gastos de organización administrativa.

Tabla41. Presupuesto de Inversión en Activos Fijos Intangibles (Amortizables)

DESCRIPCIÓN	MONTO (US\$)	SUSTENTO TÉCNICO
Acondicionamiento Pre-operativo	\$ 12,328.77	Galería 2235 (0+0 al 0+130).
Labores de Exploración y Desarrollo	\$ 18,859.80	Cruceros y accesos principales.
Labores de Preparación	\$ 36,651.67	Preparación del block de minado.
Estudios de Ingeniería	\$ 4,500.00	Plan de minado y geomecánica.
Gastos de Organización	\$ 2,500.00	Constitución y legalización.
Gastos de Puesta en Marcha	\$ 3,000.00	Capacitación y pruebas de equipos.
Permisos y Licencias	\$ 3,500.00	SUCAMEC y Autoridad Regional.(DREMA)
TOTAL INV. FIJA INDIRECTA	\$ 81,340.24	Inversión Amortizable Total.

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2.3. CÁLCULO DE LA CONTINGENCIA

Se ha considerado un 5% de contingencia sobre la inversión fija para cubrir posibles variaciones en las cotizaciones de la maquinaria, incrementos en los fletes o ajustes imprevistos durante la etapa de acondicionamiento y preparación de las labores mineras, asegurando así la integridad financiera del proyecto ante eventualidades externas.

Inversión Fija Tangible: \$102,734.88

Inversión Fija Intangible: \$ 81,340.24

SUBTOTAL INVERSIÓN FIJA: \$ 184,075.12

Contingencia (5% del Subtotal)

$$\text{Contingencia (5\% del Subtotal)} = \$ 184,075.12 \times 0.05 = \$9,203.76$$

$$\text{TOTAL, INVERSIÓN FIJA:} = \$ 184,075.12 + \$9,203.76 = \$193,278.87$$

4.2.2.4. INVERSIÓN DE CAPITAL DE TRABAJO

Es el conjunto de recursos financieros necesarios para garantizar la operatividad del proyecto de explotación durante el periodo de desfase entre los egresos operativos y la generación de ingresos por la venta de mineral.

Tabla42. Periodos de desfases entre egresos e ingresos por venta

Periodo de Desfase	Descripción Técnica
Mes 1: Extracción	Perforación, voladura y acumulación en la cancha de mineral.
Mes 2: Logística	Transporte a la planta de tratamiento de terceros y proceso de muestreo.
Mes 3: Liquidación	Emisión de la liquidación de compra y efectivización del pago.

Fuente: Elaboración propia.

Esta inversión permite cubrir las obligaciones de corto plazo (planillas, insumos y servicios) antes de percibir la primera venta comercial.

Para el proyecto de la estructura Santa Rita, la determinación del capital de trabajo se considera los siguientes criterios:

Total, inversión de capital de Trabajo

Producción Mensual: Se establece un ritmo de extracción de **325 TM/mes**, destinado íntegramente a la venta directa.

Costo Unitario de Producción: El costo operativo (Cash Cost) se determina en **\$70.19 /TM**, el cual cubre las actividades de explotación, mantenimiento, seguridad y gastos administrativos.

Requerimiento Mensual de Efectivo: El egreso necesario para mantener la mina operativa sin percibir ingresos es de **\$ 23877.75**

$$\text{Costo operativo Mensual} = 325 \frac{\text{TM}}{\text{mes}} \times \frac{70.19 \$}{\text{TM}} = 22811.75 \frac{\$}{\text{mes}}$$

Monto de la Inversión (Capital de trabajo): La cobertura total para el ciclo de 90 días se consolida en la siguiente cifra:

$$\text{Capital de Trabajo} = 22811.75 \frac{\$}{\text{mes}} \times 3\text{mes} = \$ 68\,435.25$$

Tabla43. Resumen de capital de trabajo

concepto	unidad	valor
Producción Mensual	TM/mes	325
Costo Unitario (Cash Cost)	US\$/TM	70.19
Gasto Operativo Mensual	US\$/mes	22,811.75
Periodo de Desfase	Meses	3
TOTAL CAPITAL DE TRABAJO	US\$	68,435.25

Fuente: Elaboración propia.

Tabla44. Resumen de la inversión total

CATEGORÍA DE INVERSIÓN	DETALLE TÉCNICO	MONTO (US\$)
Inversión Fija Tangible	Equipos, Maquinaria, Vehículos y Obras Civiles	\$ 102,734.88
Inversión Fija Intangible	Preparación, Desarrollo, Permisos y Estudios	\$ 81,340.24
Contingencia de Inversión (5%)	Margen sobre Inversión Fija (Tangible + Intangible)	\$ 9,203.76
Capital de Trabajo	Fondo para 3 meses de desfase operativo	\$ 68,435.25
TOTAL, INVERSIÓN (CAPEX)	Requerimiento Financiero Total	\$ 261,714.13

Fuente: Elaboración propia.

4.2.3. COSTO DE PRODUCCION

(Huamán Montes, 2023) el costo de producción es el valor unitario que integra todos los desembolsos operativos (OPEX) para la extracción de mineral. Este costo abarca la perforación, voladura, sostenimiento, mantenimiento y gestión incurridos en las labores de exploración, desarrollo, preparación de un block de minado para la explotación de la estructura Santa Rita, representando el flujo real necesario para procesar cada tonelada hasta su comercialización.

El costo total de producción para la Estructura Santa Rita integra el Costo Directo de Mina (\$/TM), Gastos Administrativos y Contingencias (Imprevistos). Esta estructura consolida un valor unitario integral, asegurando la cobertura de todos los desembolsos operativos necesarios para el proyecto.

4.2.3.1. Costo Directo de Mina

Se considera como el componente principal del costo operativo, abarcando todos los recursos e insumos consumidos directamente en el frente de trabajo en la etapa de producción. Este costo se define de manera integral, absorbiendo proporcionalmente los gastos incurridos en las siguientes etapas del ciclo de minado:

El Costo Directo de Mina agrupa desembolsos de explotación: perforación, voladura, sostenimiento y transporte. Incluye mano de obra, insumos críticos (explosivos y aceros), servicios auxiliares (energía y ventilación), mantenimiento para asegurar disponibilidad mecánica y gastos de soporte técnico, seguridad y logística, garantizando la continuidad operativa en la estructura Santa Rita.

4.2.3.2. Gastos Administrativos

Se asigna un valor equivalente al 5% del Costo Directo de Mina para cubrir las necesidades de gestión y soporte corporativo. Este rubro garantiza el funcionamiento de la Empresa Minera como entidad organizada, contemplando la supervisión técnica, geología de mina, servicios de contabilidad, gestión de recursos humanos y el cumplimiento de las normativas de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente (SOMA). Su inclusión asegura que el costo unitario refleje la carga administrativa real que soporta cada tonelada extraída.

4.2.3.3. Contingencias Operativas (Imprevistos)

Dada la incertidumbre de la actividad de la minería subterránea a pequeña escala, se incorpora una contingencia operativa del 7% sobre el Costo Directo de Mina. Este porcentaje actúa como un factor de prudencia financiera destinado a absorber variaciones inesperadas, tales como fluctuaciones en los precios de los insumos críticos, desviaciones en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso o eventos extraordinarios.

Tabla45. Costo unitario Operativo \$/TM de extracción

Concepto	Sustento	Valor (\$/TM)
Costo Directo de Explotación	Perforación, voladura, limpieza y transporte en el tajo.	62.67
Contingencia Operativa (7%)	Margen de seguridad sobre el costo directo.	4.39
Gastos Administrativos (5%)	Gestión y soporte de la operación.	3.13
COSTO UNITARIO OPERATIVO	Desembolso real por tonelada extraída.	70.19

Fuente: Elaboración propia.

4.2.4. VALOR DEL MINERAL

La determinación del valor real del mineral extraído para evaluar la viabilidad financiera del proyecto. Se emplea la metodología del Valor Neto la cual permite descontar del valor bruto del metal todos los costos al procesamiento metalúrgico, logística de transporte y gastos comerciales.

Seria:

$$VM = VBR - Tm$$

VM: Valor del Mineral (US\$/TM).

VBR: Valor Bruto Recuperable (Ingreso bruto).

Tm: Costos de Realización (Suma de Maquila, Penalidades y Gastos de Venta).

Tabla46. La determinación del valor real del mineral extraído

VALORIZACION DEL MINERAL		
DATOS DE ENTRADA (Variables)	VALOR	Unidad
Ley	6	gr/TM
Ley del Mineral (oz/tc)	0.175	oz/Tc
Precio Internacional del Oro	3431	US\$/oz
Recuperación Metalúrgica	0.900	%
% H2O (Humedad del mineral)	0.030	%
Factor de Conversión	31.104	g/oz
Factor de Conversión	1.102	TM/Tc
CALCULO DEL CONTENIDO METÁLICO	VALOR	Unidad
Ley en onzas (oz/TM)	0.193	oz/TM
Valor Bruto Recuperable	577.799	\$/TM
DEDUCCIONES	VALOR	Unidad
Maquila (85+100*Ley-oz/Tc)	102.500	\$/TM
Flete y Seguro (6%)	34.668	\$/TM
Gastos de Embarque (2%)	11.556	\$/TM
Exportación (2%)	11.556	\$/TM
Penalidades (4%)	23.112	\$/TM
LIQUIDACIÓN FINAL	VALOR	Unidad
Total Maquila (M)	102.500	\$/TM
Total Gastos de Venta (GV)	57.780	\$/TM
Total Penalidades (P)	23.112	\$/TM
VALOR NETO POR TONELADA (\$/TM)	394.407	\$/TM

Fuente: Elaboración propia.

4.2.5.LEY DE CORTE (CUT-OFF)

Todo mineral que este contenido bajo la ley de corte se considerara estéril, y se considerara mineral de mena a la ley de mineral que es mayor que la ley de corte.

Ley de corte de Extracción: Este parámetro rige el proceso operativo en el momento exacto de la remoción del mineral desde los frentes de trabajo. Se asocia directamente a los costos marginales de producción, considerando que las inversiones en labores de preparación y desarrollo ya han sido ejecutadas previamente.

$$\text{Ley de Corte (LC)} = \frac{\text{Costo Operativo (CO)} \left(\frac{\$}{\text{TM}} \right)}{\text{Valor Neto de Venta del Metal (VNm)} \left(\frac{\$}{\text{gr}} \right)}$$

Donde:

Ley de Corte (LC): Expresada en gramos por tonelada métrica (g/TM), representa el contenido metálico mínimo necesario para que la operación alcance su punto de equilibrio.

Costo Operativo Unitario: Se utiliza el Cash Cost calculado para la estructura Santa Rita, el cual asciende a **70.19 US\$/TM**. Este monto cubre la extracción, transporte, administración y seguridad.

Valor Neto por Gramo de Oro: Partiendo de la liquidación de mineral realizada anteriormente, donde una tonelada con 6 g/TM genera un valor neto (NSR) de 515.584 \$, se determina el valor real de cada gramo recuperado:

Valor por gramo = 394.407 US\$ / 6.00 g = **65.735 \$/gr**.

Reemplazando:

$$\text{Ley de Corte (LC)} = \frac{70.19 \text{ US$/TM}}{65.735 \text{ $/gr}} = 1.068 \text{ gr/TM}$$

La ley de corte de extracción resultante es de **1.068 g/TM**. Este valor indica que cualquier unidad de mineral de la estructura Santa Rita con una ley superior a este umbral generará un margen de contribución positivo para el proyecto.

4.2.6. PUNTO DE EQUILIBRIO FINANCIERO

Variables Mensuales definidos

Donde:

Q= Punto de equilibrio financiero (Tonelaje a producir).

A= Amortización de obligaciones (Mensual)=3090.64 \$ cuota fija del préstamo a 5años.

C= Saldo mínimo de caja deseado=71633.25 \$ capital de trabajo para 3 meses de operación.

D= Depreciación. (Mensual)=29593.46 \$ (Depreciacion lineal del CAPEX)

CF= Costos Fijos totales. 1065.99 \$

t= Tasa impositiva (Impuesto a la Renta 29.5% en Perú 2025)

P= Precio de venta unitario del mineral.

CVu=Costo Variable unitario =70.19

$$Q = \frac{3,090.64 + 71,633.25 - 2,959.46 + 1,065.99(1 - 0.295)}{(394.407 - 70.19)(1 - 0.295)}$$

$$Q = 317.26 \frac{TM}{mes}$$

la operación minera en la estructura Santa Rita requiere una producción y venta mínima mensual de 317.26 toneladas métricas. Toda extracción que supere este volumen asegurará la cobertura total de las obligaciones financieras, depreciaciones, costos fijos ajustados y requerimientos mínimos de caja del proyecto.

4.2.7. EVALUACION ECONOMICA Y FINANCIERA

4.2.7.1. Evaluación Económica (Sin Financiamiento)

En este escenario se evalúa el proyecto considerando una inversión totalmente propia, lo que permite medir la rentabilidad del activo minero sin distorsiones por deuda.

Tabla47. Flujo de Caja Económico

PERIODO / ACTIVIDADES	0	1	2	3	4	5
Inversiones	\$ -261,714.13					
Recupero capital de trabajo						\$ 71,633.25
Valor residual						\$ 6,540.87
Ingreso		\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93
(-) Costo de producción		\$ -273,741.00	\$ -273,741.00	\$ -273,741.00	\$ -273,741.00	\$ -273,741.00
Utilidad bruta		\$ 1,264,446.93	\$ 1,264,446.93	\$ 1,264,446.93	\$ 1,264,446.93	\$ 1,342,621.05
(-) Depreciación		\$ -35,513.47	\$ -35,513.47	\$ -35,513.47	\$ -35,513.47	\$ -15,178.41
(-) Gastos administrativos y ventas		\$ -12,792.00	\$ -12,792.00	\$ -12,792.00	\$ -12,792.00	\$ -12,792.00
(-) Participación de trabajadores		\$ -	\$ -	\$ -	\$ -	\$ -
Utilidad antes del impuesto		\$ 1,216,141.46	\$ 1,216,141.46	\$ 1,216,141.46	\$ 1,216,141.46	\$ 1,314,650.63
(-) Impuesto a la renta 30 %		\$ -358,761.73	\$ -358,761.73	\$ -358,761.73	\$ -358,761.73	\$ -387,821.94
Utilidad neta		\$ 857,379.73	\$ 857,379.73	\$ 857,379.73	\$ 857,379.73	\$ 926,828.70
(+) Depreciación		\$ 35,513.47	\$ 35,513.47	\$ 35,513.47	\$ 35,513.47	\$ 15,178.41
Flujo Neto Económico (FNE)		\$ 892,893.20	\$ 892,893.20	\$ 892,893.20	\$ 892,893.20	\$ 942,007.11
Flujo Económico Total (FET)	\$ -261,714.13	\$ 892,893.20	\$ 892,893.20	\$ 892,893.20	\$ 892,893.20	\$ 942,007.11

Fuente: Elaboración propia basada en flujo de caja económico.

Tabla48. Resumen de indicadores económicos

INDICADORES ECONÓMICOS	
VANE	2,551,983.75434
TIRE	341%
B/C	10.75103543
PRI	0.293107989

Se observa que el proyecto es altamente rentable, generando un beneficio de 10.75 dólares por cada dólar invertido. El periodo de recuperación de la inversión es excepcionalmente corto (aproximadamente 3.5 meses), lo que reduce significativamente el riesgo de liquidez.

4.2.7.2. Evaluación Financiera (Con Financiamiento 70/30)

Este escenario incorpora una estructura de capital mixta, donde se utiliza un 70% de financiamiento externo para maximizar el escudo fiscal y potenciar la rentabilidad del accionista.

PARÁMETROS DE EVALUACIÓN ANTES EL FLUJO DE CAJA:

- Precio del metal (3431\$/oz).
- Tasa de descuento (18%).
- Tasa de interés del financiamiento (15% ANUAL).
- Horizonte de evaluación (5 años).
- Se ha determinado un apalancamiento del 70% para maximizar el escudo fiscal y elevar la rentabilidad del accionista (VANF).

Tabla49. Depreciación de la Inversión

DEPRECIACION	Valor de Inversion \$	Años	Depreciacion \$/año
Depreciacion de Equipo	\$ 68,043.03	5	\$ 13,608.61
Depreciacion de Obras civiles	\$ 15,698.08	10	\$ 1,569.81
Depreciacion de Intangibles	\$ 81,340.24	4	\$ 20,335.06

Fuente elaboración propia

Tabla50. participación de la Inversión

INVERSION	CAPITAL EXTERNO	%	CAPITAL PROPIO	%
261714.13	183199.891	70%	78514.239	30%

Fuente elaboración propia

Tabla51. cálculo de amortización e interés

Año	Capital	Interes	Amortizacion
1	\$ 185,438.49	\$ 27,815.77	\$ 37,087.70
2	\$ 148,350.79	\$ 22,252.62	\$ 37,087.70
3	\$ 111,263.09	\$ 16,689.46	\$ 37,087.70
4	\$ 74,175.40	\$ 11,126.31	\$ 37,087.70
5	\$ 37,087.70	\$ 5,563.15	\$ 37,087.70

Fuente elaboración propia

Tabla52. Estado de ganancias y perdidas

Años	1	2	3	4	5
Venta	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93
Valor residual					\$ 6,540.87
Costo de operación	\$ 273,741.00	\$ 273,741.00	\$ 273,741.00	\$ 273,741.00	\$ 273,741.00
Depreciación de equipos	\$ 13,608.61	\$ 13,608.61	\$ 13,608.61	\$ 13,608.61	\$ 13,608.61
Depreciación de obras	\$ 1,569.81	\$ 1,569.81	\$ 1,569.81	\$ 1,569.81	\$ 1,569.81
Utilidad bruta	\$ 1,249,268.52	\$ 1,249,268.52	\$ 1,249,268.52	\$ 1,249,268.52	\$ 1,255,809.38
Gastos adminis. y ventas	\$ 12,792.00	\$ 12,792.00	\$ 12,792.00	\$ 12,792.00	\$ 12,792.00
Amortización intangible	\$ 20,335.06	\$ 20,335.06	\$ 20,335.06	\$ 20,335.06	
Utilidad operativa	\$ 1,216,141.46	\$ 1,216,141.46	\$ 1,216,141.46	\$ 1,216,141.46	\$ 1,243,017.38
Gastos financieros	\$ 27,479.98	\$ 21,983.99	\$ 16,487.99	\$ 10,991.99	\$ 5,496.00
UAI	\$ 1,188,661.47	\$ 1,194,157.47	\$ 1,199,653.47	\$ 1,205,149.46	\$ 1,237,521.39
Impuesto a la renta 29.5 %	\$ 350,655.13	\$ 352,276.45	\$ 353,897.77	\$ 355,519.09	\$ 365,068.81
Utilidad neta	\$ 838,006.34	\$ 841,881.02	\$ 845,755.69	\$ 849,630.37	\$ 872,452.58

Fuente elaboración propia

Tabla53. Flujo de caja financiero ingresos y egresos relevantes

Ingresos/Año	0	1	2	3	4	5
Préstamo	\$ 183,199.89					
Venta		\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93
Capital de trabajo						\$ 71,633.25
Valor residual						\$ 6,540.87
Total de ingreso	\$ 183,199.89	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,538,187.93	\$ 1,616,362.05
Egresos						
Inversión	\$ 261,714.13					
Costo		\$ 273,741.00	\$ 273,741.00	\$ 273,741.00	\$ 273,741.00	\$ 273,741.00
Gasto administrativo y venta		\$ 12,792.00	\$ 12,792.00	\$ 12,792.00	\$ 12,792.00	\$ 12,792.00
Amortización de deuda		\$ 36,639.98	\$ 36,639.98	\$ 36,639.98	\$ 36,639.98	\$ 36,639.98
Gastos financieros		\$ 27,479.98	\$ 21,983.99	\$ 16,487.99	\$ 10,991.99	\$ 5,496.00
Impuesto 30 %		\$ 350,655.13	\$ 352,276.45	\$ 353,897.77	\$ 355,519.09	\$ 365,068.81
Total de egreso	\$ 261,714.13	\$ 701,308.10	\$ 697,433.42	\$ 693,558.74	\$ 689,684.06	\$ 693,737.78
Saldo de caja	\$ -78,514.24	\$ 836,879.83	\$ 840,754.51	\$ 844,629.19	\$ 848,503.87	\$ 922,624.26

Tabla54. Indicadores de Rentabilidad Financiera

INDICADORES ECONÓMICOS FINANCIEROS	
VAN-F	\$ 2,589,526.58
TIR-F	1066%
B/C	33.98
PRI	0.093817817

Elaboración propia basada en flujo de caja financiero.

El apalancamiento financiero eleva la rentabilidad del capital propio de manera exponencial, situando la TIR Financiera en 1066%. Bajo este esquema, la relación beneficio/costo asciende a 33.98, lo que confirma la alta eficiencia del financiamiento externo en la estructura de capital del proyecto.

4.2.8. ANALISIS DE SENSIBILIDAD

Se realizó un análisis de sensibilidad multidimensional para identificar las variables que ejercen mayor impacto sobre el Valor Actual Neto (VAN) del proyecto.

4.2.8.1. ANALISIS DE SENSIBILIDAD-VARIABLE PRECIO DEL ORO

El precio del metal es la variable de mayor impacto.

Tabla55. variación del precio del Au (\$/onz) e influencia en el VAN

VARIACIÓN EN EL PRECIO DEL ORO	PRECIO (US\$/Oz)	VAN (US\$)	TIR
-50%	1715.5	\$ 184,438.22	90%
-40%	2058.6	\$ 665,455.89	284%
-30%	2401.7	\$ 1,146,473.57	479%
-20%	2744.8	\$ 1,627,491.24	675%
-10%	3087.9	\$ 2,108,508.91	871%
0%	3431	\$ 2,589,526.58	1066%
10%	3774.1	\$ 3,070,544.26	1262%
20%	4117.2	\$ 3,551,561.93	1458%
30%	4460.3	\$ 4,032,579.60	1654%
40%	4803.4	\$ 4,513,597.27	1850%
50%	5146.5	\$ 4,994,614.94	2046%

Fuente: elaboración propia

4.2.8.2. ANALISIS DE SENSIBILIDAD-VARIABLE COSTO OPERATIVO

Permite visualizar la volatilidad del proyecto ante cambios en el Costo Operativo (OPEX)

Tabla56. variación del costo operativo e influencia en el VAN

VARIACIÓN EN COSTO OPERATIVO	COSTO OPERATIVO (ANUAL)	VAN (US\$)	TIR
-50%	\$ 136,870.50	\$ 3,017,544.04	1241%
-40%	\$ 164,244.60	\$ 2,931,940.55	1206%
-30%	\$ 191,618.70	\$ 2,846,337.06	1171%
-20%	\$ 218,992.80	\$ 2,760,733.57	1136%
-10%	\$ 246,366.90	\$ 2,675,130.08	1101%
0%	\$ 273,741.00	\$ 2,589,526.58	1066%
10%	\$ 301,115.10	\$ 2,503,923.09	1032%
20%	\$ 328,489.20	\$ 2,418,319.60	997%
30%	\$ 355,863.30	\$ 2,332,716.11	962%
40%	\$ 383,237.40	\$ 2,247,112.61	927%
50%	\$ 410,611.50	\$ 2,161,509.12	892%

Fuente elaboración propia

4.2.8.3. ANALISIS DE SENSIBILIDAD-VARIABLE INVERSION

La tabla permite visualizar la volatilidad del proyecto ante cambios en la inversión (CAPEX)

Tabla57. variación de la inversión e influencia en el VAN

VARIACIÓN EN LA INVERSION	INVERSION	VAN (US\$)	TIR
-50%	\$ 91,599.95	\$ 2,497,926.64	492%
-40%	\$ 109,919.93	\$ 2,516,246.63	552%
-30%	\$ 128,239.92	\$ 2,534,566.62	627%
-20%	\$ 146,559.91	\$ 2,552,886.60	727%
-10%	\$ 164,879.90	\$ 2,571,206.59	865%
0%	\$ 183,199.89	\$ 2,589,526.58	1066%
10%	\$ 201,519.88	\$ 2,607,846.57	1391%
20%	\$ 219,839.87	\$ 2,626,166.56	1999%
30%	\$ 238,159.86	\$ 2,644,486.55	3553%
40%	\$ 256,479.85	\$ 2,662,806.54	15989%

Fuente elaboración propia

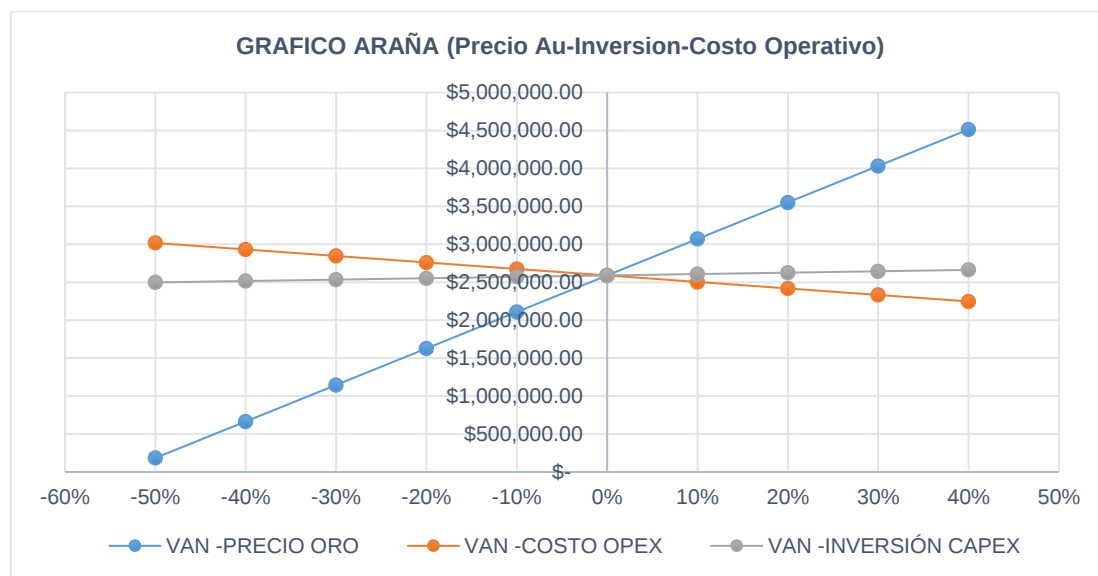
Tabla58. Resumen de las variaciones de las variables más influyentes en el proyecto

VARIACIÓN (%)	VAN -PRECIO ORO	VAN -COSTO OPEX	VAN -INVERSIÓN CAPEX
-50%	\$ 181,586.11	\$ 3,014,691.93	\$ 2,493,955.22
-40%	\$ 662,603.78	\$ 2,929,088.43	\$ 2,512,499.07
-30%	\$ 1,143,621.45	\$ 2,843,484.94	\$ 2,531,042.92
-20%	\$ 1,624,639.12	\$ 2,757,881.45	\$ 2,549,586.77
-10%	\$ 2,105,656.79	\$ 2,672,277.96	\$ 2,568,130.62
0%	\$ 2,586,674.47	\$ 2,586,674.47	\$ 2,586,674.47
10%	\$ 3,067,692.14	\$ 2,501,070.97	\$ 2,605,218.31
20%	\$ 3,548,709.81	\$ 2,415,467.48	\$ 2,623,762.16
30%	\$ 4,029,727.48	\$ 2,329,863.99	\$ 2,642,306.01
40%	\$ 4,510,745.15	\$ 2,244,260.50	\$ 2,660,849.86
50%	\$ 4,991,762.83	\$ 2,158,657.00	\$ -

Fuente elaboración propia

4.2.8.4. DIAGRAMA DE ARAÑA:

Figura37. Análisis de Sensibilidad (Diagrama de Araña)



Fuente: Elaboración propia

Interpretación: La pendiente más pronunciada corresponde a la variable Precio del Oro, lo que indica que es el factor de mayor riesgo y sensibilidad para la rentabilidad. Por el contrario, las variaciones en el Costo Operativo y la Inversión presentan pendientes más planas, sugiriendo que el proyecto posee una alta resiliencia frente a incrementos inesperados en los costos de producción.

4.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En cuanto al Objetivo General:

Los resultados confirman la viabilidad de la preparación general de la estructura Santa Rita al registrar un costo de producción competitivo de 70.19 \$/TM (Cash Cost operativo) y un Valor Actual Neto (VAN) financiero de 2,589,526.58 \$. Al comparar estos indicadores con Mena (2012) en Esperanza de Caravelí, se observa una diferencia, reportó costos operativos (OPEX) mucho mayores, de 195.52 \$/TM a 199.77 \$/TM para potencias de 0.30 m a 0.80 m. Esta diferencia se debe al acarreo mecanizado de Mena (2012) que eleva el costo por estéril movilizado, en la estructura Santa Rita (potencia promedio de 0.20 m) aplica corte y relleno por circado, método selectivo que minimiza el movimiento de desmonte y evitando los costos de izaje y tratamiento. Por otro lado, Choquemamani (2021) obtuvo un VAN superior de 9,937,764.36 \$ en Santo Domingo, sustentado en un CAPEX elevado de 1,017,219.75 \$. En contraste, Santa Rita demuestra una eficiencia de capital superior al requerir con solo 261,714.13 \$ de inversión total, disminuyendo drásticamente la exposición al riesgo financiero.

En cuanto al Objetivo Específico 1:

El dimensionamiento operativo determinó un Índice de Labores de Preparación (ILP) de 245.83 m/1000TM y una Producción de Labores de Preparación (PLP) del 25.35%. indicadores que reflejan una característica sobre el avance lineal en vetas angostas.

Esta característica coincide con Mena (2012), quien determinó que en vetas angostas (como Aurora, potencia de 0.35 m) la planificación debe priorizar un avance constante para evitar el desabastecimiento de planta, siendo la preparación el cuello de botella. El método de corte y relleno ascendente circado en la estructura Santa Rita al tener una recuperación selectiva, valida la viabilidad económica con un Cut-off de 1.068 g/TM.

En cuanto al Objetivo Específico 2:

La caracterización geomecánica detallada en la Galería 2235 determinó una calidad de roca Buena (Clase II) con un RMR de 63. Sin embargo, la familia de discontinuidades predominante J1 (buzamiento de 73 grados, dirección de 205

grados, rumbo aproximado N65W) reduce localmente la estabilidad. Este comportamiento crítico coincide con Mena (2012) en la Galería 129 de Esperanza, quien demostró que alinear la excavación perpendicularmente a las discontinuidades principales maximiza la estabilidad del techo contra planchones; criterio de orientación adoptado en Santa Rita para reducir cuñas en la corona. Asimismo, el sostenimiento propuesto mediante puntales de madera de 6 pulgadas espaciados a 1.20 m como soporte activo, complementado con el relleno detrítico del circado como soporte pasivo permanente, es plenamente respaldado por Choquemamani (2021), quien enfatiza que en macizos de calidad regular el relleno sistemático e inmediato evita la deflexión de la caja techo, garantizando un entorno seguro.

En cuanto al Objetivo Específico 3:

La evaluación financiera bajo un apalancamiento del 70% con financiamiento externo a una tasa del 15% anual demostró la alta rentabilidad de Santa Rita, logrando una Tasa Interna de Retorno (TIR) del 1066% y un Periodo de Recuperación (PRI) de apenas 1.12 meses. Al comparar estos resultados con Choquemamani (2021), quien reportó para Santo Domingo una TIR de 312.34% y un PRI de 3.5 meses, se corrobora que en la minería subterránea de pequeña escala los proyectos selectivos de alta ley muestran retornos veloces. La gran ventaja de Santa Rita se justifica por la minimización del CAPEX de (261,714.13 \$ frente a 1,017,219.75 \$ de Choquemamani), amortizando el capital casi de inmediato. Finalmente, el análisis de sensibilidad coincide con la criticidad de Mena (2012). En Esperanza de Caravelí, Mena (2012) demostró que el precio del oro es la variable de mayor impacto, mientras que el costo operativo (OPEX) representa la crítica controlable, convirtiendo al circado en la principal estrategia de cobertura de riesgos.

CONCLUSIONES

1ra: La preparación general en la estructura Santa Rita, mediante el método de corte y relleno ascendente aplicando el circado, demostró ser la alternativa técnica más viable para vetas angostas con una potencia promedio de 0.20 m. El dimensionamiento de las labores permitió delimitar un block de minado garantizando una recuperación de reservas del 95%. Asimismo, se determinó un Índice de Labores de Preparación (ILP) de 245.83 m/1000TM y una Producción de Labores de Preparación (PLP) del 25.35%, asegurando una producción mínima de 13 TM/día mediante la operación de dos tajos en paralelo con una ley de corte de 1.068 g/TM.

2da: La caracterización geomecánica del macizo rocoso en la Galería 2235 determinó una calidad de roca Buena con un índice RMR de 63. El análisis estructural identificó a la familia de discontinuidades J1 (Dip: 73°, Dip Dir: 205°) como la predominante. Estas condiciones geomecánicas aseguran un tiempo de autosostenimiento de aberturas (span) máximas de 3.2 metros, lo cual valida la utilización de puntales de madera como soporte activo inmediato y el relleno detrítico (producto del circado) como soporte pasivo permanente para mantener la estabilidad del macizo.

3ra: La evaluación económica y financiera demostró que la explotación de la estructura Santa Rita es altamente rentable, presentando una alta resiliencia frente a los costos operativos (Cash Cost de 70.19 \$/TM). El análisis determinó que, bajo un escenario de apalancamiento financiero del 70% con financiamiento externo a una tasa del 15% anual, el proyecto maximiza el valor para la empresa, obteniendo un VAN Financiero de \$ 2,589,526.58, una TIR Financiera de 1066%, una relación Beneficio/Costo de 33.98 y un Periodo de Recuperación de la Inversión (PRI) de apenas 1.12 meses.

4ta: El análisis de sensibilidad comprobó que, dentro del negocio minero, el precio internacional del oro constituye la variable más crítica y de mayor impacto en márgenes de rentabilidad, mientras que los costos de producción y de inversión se desempeñan como variables internas controlables debido al dimensionamiento técnico y la planificación de las labores operativas.

RECOMENDACIONES

1ra: Se recomienda a la gerencia de la Empresa Minera San Luis II S.A. aprobar el paso a la etapa de ejecución e inversión del proyecto, dado que el estudio de factibilidad técnica y los indicadores de rentabilidad (TIR y VAN) sustentan un margen de beneficio altamente favorable y un retorno de capital a muy corto plazo.

2da: Continuar sostenidamente con el avance de las labores de exploración (galerías y cortadas) a lo largo del Nivel 2235, específicamente hacia la zona noroeste ("cola de caballo"), con la finalidad de categorizar nuevos recursos, delimitar reservas probadas y garantizar la vida útil de la mina para los próximos 5 años proyectados.

3ra. Establecer un protocolo estricto de mapeo geomecánico continuo en todos los frentes de avance y tajos de explotación, haciendo uso obligatorio de la Cartilla GSI de la empresa. Esto permitirá monitorear el comportamiento de la familia de discontinuidades J1 y aplicar el sostenimiento preventivo adecuado para preservar la seguridad del personal y la estabilidad física de las labores.

4ta: Se recomienda optar por la estructura de capital mixta aplicando el apalancamiento financiero sugerido en el estudio (70% deuda, 30% capital propio). Esta estrategia no solo maximizará el escudo fiscal y la TIR del proyecto, sino que evitará comprometer la liquidez total del capital de trabajo de la compañía durante los primeros meses de la fase preoperativa.

BIBLIOGRAFIA

- Alva Izquierdo, K. J., & Rodríguez Cortez, F. C. (2019). *Modelamiento geológico para el cálculo de recursos mineros de la veta murciélago de la mina Paredones, Chilete 2018*.
- Arcos Alarcón, F. (2025). *Informe Técnico Geológico - Proyecto Santa Rita*.
- Barzola Ceras, R. J. (2018). *Influencia del diseño del pique inclinado en 30° en la profundización Veta Julie 2 en la CIA. Minera Poderosa S.A.*
- Campos Arzapalo, E. (2013). Elección de métodos de explotación minera. *Revista Seguridad Minera*, (96). <https://revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/eleccion-de-metodos-de-explotacion-minera/>
- Canadian Institute of Mining, M. and P. (CIM). (2024). Technical reports: key principles to help avoid common deficiencies. *CIM Magazine*. <https://magazine.cim.org>
- Ccallo, W., Dante, M., Ortiz, S., Ayala, L., & Lima, C. (2021). *Geología del cuadrángulo de Jaqui (hoja 31ñ4) (Boletín N° 21, Serie L)*.
- Choquemamani Choque, E. Pedro. (2021). *EXPLOTACIÓN DE LA VETA SANTO DOMINGO MEDIANTE EL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN MINERA ARTESANAL SAN LUIS S.A. UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA*.
- Díaz Campos, R. J., & Portal Sandoval, W. G. (2018). *Diseño del sistema de extracción mediante un pique inclinado del proyecto de profundización 073 en la unidad minera Los Pircos – Santa Cruz – Perú 2018*.
- Franz Nemeth, L. P. O. M. L. M. A. T. R. José. (1991). *Análisis del estado tecnológico de los métodos de explotación subterránea aplicados en las minas del Perú*.
- Gentry, D. W. ; O. T. J. (1984). *Mine Investment Analysis* (1st Edition). SME (Society for Mining, Metallurgy, and Exploration).
- González de Vallejo, L. I. (2002). *Ingeniería Geológica*. Pearson Educación.
- Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering* (2nd ed.). John Wiley & Sons, Inc. www.copyright.com.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., María del Pilar Baptista Lucio, D., & Méndez Valencia Christian Paulina Mendoza Torres, S. (2014). *Metodología de la investigación* (6ta ed.). McGraw-Hill / Interamericana Editores, S.A. de C.V.
- Huamán Montes, J. A. (2023). *Formulación y Evaluación de Proyectos Mineros*. Grupo Editorial San Marcos.

- INGEMMET. (2005). *Minería a pequeña escala en la costa sur media del Perú. Boletín N° 3, Serie E: Minería.*
<https://repositorio.ingemmet.gob.pe/handle/20.500.12544/281>
- Janampa Espino, H. (2014). *“DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL ‘PIQUE 740’ EN LA CIA. MINERA AUSTRIA DUVAZ S.A. PARA OPTIMIZAR LA PRODUCCION” AUSTRIA DUVAZ S.A. PARA OPTIMIZAR LA PRODUCCION*”. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & Ayala Carcedo, F. J. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas* (4ta Edición). Instituto Geológico y Minero de España / Entorno Gráfico.
- Nicholas, D. E. (1981a). *Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines* (D. R. Stewart, Ed.; pp. 39–53). Society of Mining Engineers of AIME (SME-AIME).
- Nicholas, D. E. (1981b). Method Selection: A Numerical Approach. In D. R. Stewart (Ed.), *Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines* (pp. 39–53). Society of Mining Engineers (SME) of AIME.
- Olchanski, E. (1980). *Geología de los cuadrángulos de Jaqui, Coracora, Chala y Chaparra* (Boletín N° 34). INGEMMET.
- Ontario Securities Commission (OSC). (2025). *National Instrument 43-101: Standards of Disclosure for Mineral Projects. Form 43-101F1 Technical Report.*
- Osinermin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas* (1ra edición). Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería – Osinermin.
- Perez Flores, C. J. (2019). *Mecanización del método de minado corte y relleno ascendente en el tajo 2590 de la Mina Rosa nv.2430, unidad Parcoy – Consorcio Minero Horizonte SAC. para incrementar el volumen de producción.*

ANEXOS

Tabla59. Anexo1. Datos Geomecánicos de Campo (Levantamiento de Discontinuidades)

ID	DIP (°)	DIP DIRECTION (°)
1	60	193
2	60	252
3	72	205
4	86	55
5	77	254
6	78	43
7	89	98
8	67	4
9	41.7	61
10	60	356
11	69	11
12	82	25
13	88	254
14	80	219
15	58	40
16	83	278
17	80	196
18	65	32
19	73	332
20	63	312
21	80	75
22	65	55
23	82	8
24	63	285
25	70	30
26	78	5
27	68	350
28	56	350

ID	DIP (°)	DIP DIRECTION (°)
29	62	12
30	71	358
31	64	12
32	67	45
33	74	285
34	55	360
35	72	30
36	45	29
37	69	120
38	51	101
39	71.2	181
40	77	70
41	35	140
42	78	190
43	75	281
44	0	0
45	73	354
46	76	3
47	66	355
48	43	198
49	78	335
50	78	258
51	72	207
52	60	20
53	70	215
54	84	264
55	63	311
56	78	22

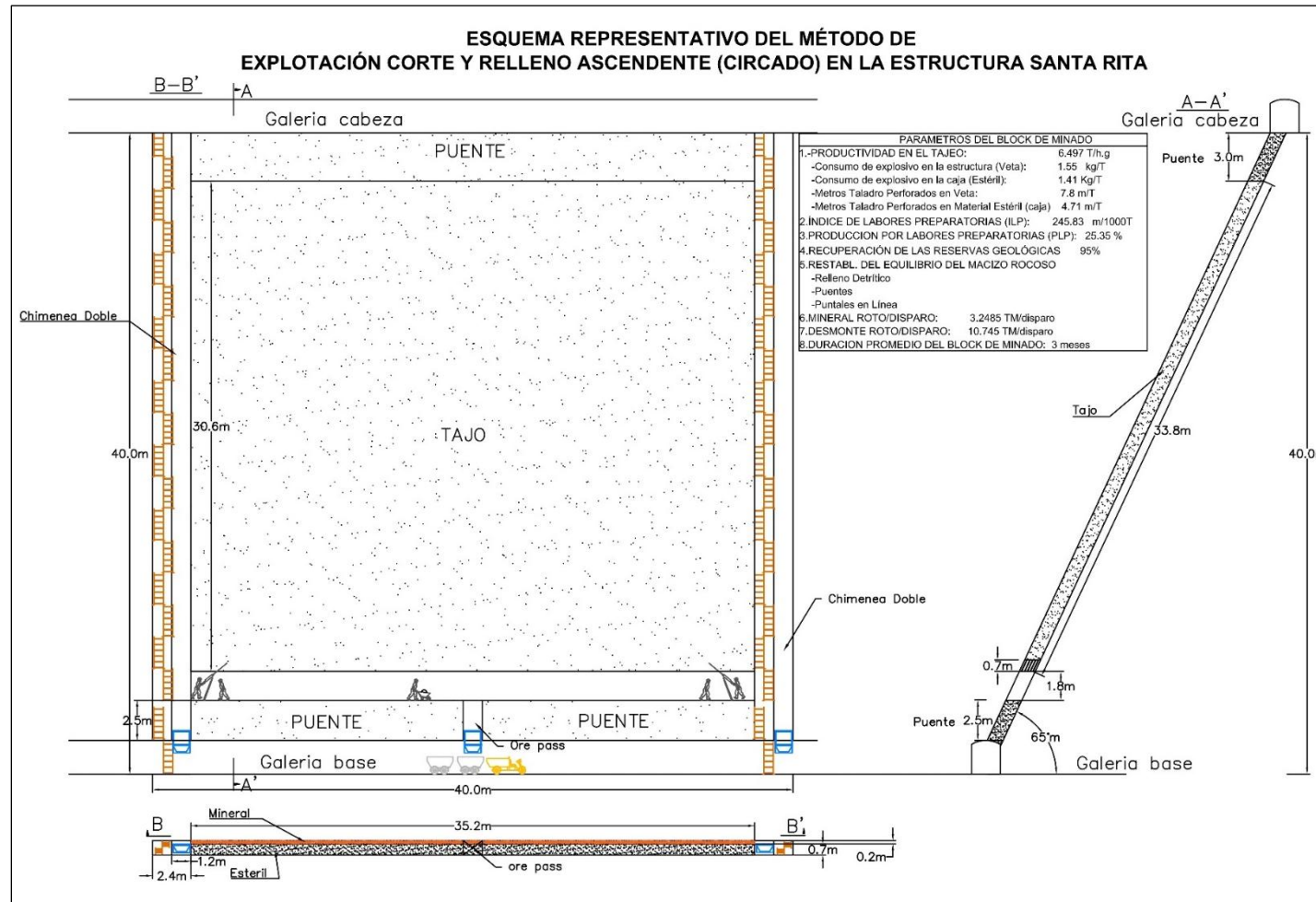
Fuente: Elaboración Propia

Tabla60. Anexo2. Matriz de Consistencia de la Investigación

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES E INDICADORES
P. General:	O. General:	H. General:	Variable Independiente (V.I.):
¿De qué manera la preparación general de la estructura santa Rita permitirá la explotación económica de los recursos auríferos en la Empresa Minera san Luis II S.A. 2025?	Determinar La Preparación General De La Estructura Santa Rita Para Permitir La Explotación Económica De Los Recursos Auríferos En Empresa Minera San Luis II S.A. 2025	Con la Preparación General de La Estructura Santa Rita Se Alcanzará La Extracción De Recursos Auríferos Obteniendo Beneficio Económico En La Empresa Minera San Luis II S.A. 2025.	Preparación General De La Estructura Santa Rita. Indicadores: • Metros Lineales De Avance (M). • Tipo de método de explotación • Labores De exploración, desarrollo, preparación y explotación • Caracterización Del Macizo Rocosó (RMR).
P. Específico 1:	O. Específico 1:	H. Específica 1:	Variable Dependiente (V.D):
¿cómo las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación proyectadas permitirán la delimitación de un block de minado en la estructura santa Rita?	Dimensionar las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación necesarias para la delimitación física de un block de minado de la estructura santa Rita.	El dimensionamiento de las labores exploración, desarrollo, preparación y explotación Permite La Cubicación Y Delimitación De Las Reservas De Mineral En La Estructura Santa Rita.	Explotación De Recursos Auríferos. Indicadores: • Producción Proyectada (Tm/añual). • Valor Actual Neto (VAN). • Tasa Interna De Retorno (TIR). •Beneficio/Costo •Periodo de Recuperación de la Inversión (PRI) • Cut-off-Ley de Corte Operativa (g/TM)
P. Específico 2 :	O. Específico 2:	H. Específica 2:	
¿cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso que condicionan las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en la estructura Santa Rita?	Caracterizar Geomecánicamente El Macizo Rocosó Para Establecer las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en la estructura Santa Rita.	La Caracterización Geomecánica Permite Establecer el Diseño de labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en la estructura Santa Rita.	
P. Específico 3 :	O. Específico 3:	H. Específica 3:	
¿Cómo influyen los costos operativos, la inversión inicial y la fluctuación del precio del oro en la viabilidad financiera de la explotación en la estructura Santa Rita?	Determinar los costos operativos, la inversión inicial y la fluctuación del precio del oro para determinan la viabilidad financiera de la explotación en la estructura Santa Rita	Al Determinar los costos operativos, la inversión inicial y la fluctuación del precio del oro se determinara la viabilidad financiera de la explotación en la estructura Santa Rita	

Fuente: Elaboración Propia

Figura38. Anexo3. Esquema Representativo del Método de Explotación por Corte y Relleno Ascendente (Circado)



Fuente: Elaboración Propia

Figura39. Anexo4. Infraestructura: Bocamina y Acceso a la Galería 2235



Descripción: Galería de acceso 2235 a la estructura Santa Rita, perteneciente a la concesión minera Nico 17

Fuente: Elaboración Propia

Figura40. Anexo N° 5: Registro fotográfico del levantamiento geomecánica de campo.



caracterización estructural y física del macizo rocoso, incluyendo la medición de parámetros críticos: apertura, espaciado, características del relleno, grado de humedad/alteración, persistencia, rugosidad y orientación (dip/dip direction) de las discontinuidades, conforme a los estándares de evaluación geotécnica

Fuente: Elaboración propia.

Figura41. Anexo N° 6: Sistema de sostenimiento con cuadros de madera en la Galería 2235.



Descripción: Soporte pasivo mediante cuadros de madera y enrejado para el control de desprendimientos en un macizo rocoso fracturado.

Fuente: Elaboración propia.

Figura42. Anexo 6. Exposición de la Estructura Mineralizada (Estructura Santa Rita)



Fuente: Elaboración Propia

Figura43. Anexo7. Operación Unitaria de Perforación y Carguío de Taladros en Frente de Avance Galeria-Cortada 1.80x2.10



Fuente: Elaboración Propia

Figura44. Anexo 8 Vista general del equipo portátil para ensayo de carga puntual (PLT).



Descripción: Unidad de prensa hidráulica digital/analógica utilizada para la determinación del índice de resistencia bajo carga puntual en probetas e irregularidades de roca.

Fuente: Elaboración propia. Fotografías del Laboratorio de Mecánica de Rocas de la UNSCH.

Figura45. Anexo 9 Disposición de la muestra de roca encajonante (andesita) en el equipo



Descripción: Colocación y alineamiento de un fragmento irregular de andesita entre las puntas cónicas normalizadas antes de la aplicación del esfuerzo diametral/axial.

Fuente: Elaboración propia. Fotografías del Laboratorio de Mecánica de Rocas de la UNSCH.

Figura46. Anexo 10 Medición de la distancia entre puntas (diámetro equivalente).



Descripción: Detalle de la lectura en la regla vernier del equipo para registrar la distancia inicial (D) entre los conos de carga acoplados a la muestra de roca.

Fuente: Elaboración propia. Fotografías del Laboratorio de Mecánica de Rocas de la UNSCH.

Figura47. Anexo 11 Monitoreo y lectura de la carga de rotura en kilonewtons (kN).



Descripción: Detalle del manómetro de presión durante el ensayo, registrando la fuerza máxima aplicada hasta producir la falla o fractura de la muestra.

Fuente: Elaboración propia. Fotografías del Laboratorio de Mecánica de Rocas de la UNSCH.



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 59-2026-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 272-2026-FIMGC-D**, a los **siete días del mes de agosto de 2026**, siendo las **8:08 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO**, y los miembros: **Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO**, **Dr. Andrés PORTUGAL PAZ** y **Mg. Richar Rubén JORGE BERROCAL**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

RICARDO MIKE QUISPE QUISPE

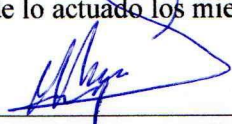
Quien presentó la tesis denominada:

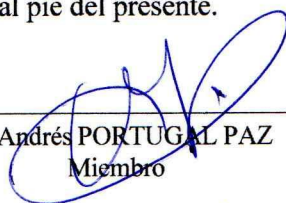
“PREPARACIÓN GENERAL DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA PARA EXPLOTAR RECURSOS AURÍFEROS EN LA EMPRESA MINERA SAN LUIS II S.A. 2025”

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

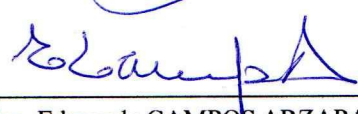
Aprobado con 16 (dieciséis)

Siendo las **9:41 a.m.** del día **07 de agosto del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.


MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO
Presidente


Dr. Andrés PORTUGAL PAZ
Miembro


Mg. Richar Rubén JORGE BERROCAL
Miembro


Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro - Asesor


Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : QUISPE QUISPE, Ricardo Mike
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : "PREPARACIÓN GENERAL DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA PARA EXPLOTAR RECURSOS AURÍFEROS EN LA EMPRESA MINERA SAN LUIS II S.A. 2025"
- Evaluación de la originalidad : 04% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 22 de setiembre de 2026

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

“PREPARACIÓN GENERAL DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA PARA EXPLOTAR RECURSOS AURÍFEROS EN LA EMPRESA MINERA SAN LUIS II S.A. 2025”

por Ricardo Mike QUISPE QUISPE

Fecha de entrega: 22-sept-2026 09:23a. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 3039094578

Nombre del archivo: Tesis_Ricardo_Mike_QUISPE_QUISPE.pdf (6.89M)

Total de palabras: 30632

Total de caracteres: 170798

"PREPARACIÓN GENERAL DE LA ESTRUCTURA SANTA RITA PARA EXPLOTAR RECURSOS AURÍFEROS EN LA EMPRESA MINERA SAN LUIS II S.A. 2025"

INFORME DE ORIGINALIDAD

4%

INDICE DE SIMILITUD

4%

FUENTES DE INTERNET

2%

PUBLICACIONES

2%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	1%
	Trabajo del estudiante	
2	hdl.handle.net	<1%
	Fuente de Internet	
3	busquedas.elperuano.pe	<1%
	Fuente de Internet	
4	repositorio.unsaac.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
5	repositorio.unap.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
6	repositorio.escuelamilitar.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
7	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru	<1%
	Trabajo del estudiante	
8	redibai-myd.org	<1%
	Fuente de Internet	
9	Submitted to Universidad Nacional de Moquegua	<1%
	Trabajo del estudiante	
10	repositorio.unasam.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
11	infoset.org.pe	<1%
	Fuente de Internet	
12	Submitted to Universidad Continental	<1%
	Trabajo del estudiante	
13	repositorio.uni.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	

Exclur citas
Exclur bibliografia

Activo
Activo

Exclur coincidencias

< 30 words