

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



TESIS

**CARACTERIZACIÓN DE LOS DEPÓSITOS DE ORO TIPO
MANTO PARA MEJORAR LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA
UNIDAD MINERA ANA MARÍA – LA RINCONADA PUNO**

PRESENTADO POR:

Br. HUGO ROSALIO RAMOS PUCHO

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

ASESOR:

MGT. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO-PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el **Asesor** RAIMUNDO MOLINA DELGADO.....
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: CARACTERIZACIÓN DE LOS DEPÓSITOS
DE ORO TIPO MANTO PARA MEJORAR LOS COSTOS
OPERATIVOS EN LA UNIDAD MINERA ANA MARÍA - LA
RINCONADA PUNO......

Presentado por: HUGO ROSALIO RAMOS PUCHO..... DNI N° 46184526 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS.....

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03... veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 8.....%.

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

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	☒
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	☐
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	☐

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto**
las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 03 de AGOSTO..... de 2026.....


Firma

Post firma RAIMUNDO MOLINA DELGADO

Nro. de DNI 23912083

ORCID del Asesor 0000-0003-0891-2700

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 2f259:612207072

CARACTERIZACIÓN DE LOS DEPÓSITOS DE ORO TIPO MANTO PARA MEJORAR LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD M...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:612207072

Fecha de entrega

3 ago 2026, 5:23 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

3 ago 2026, 5:51 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

CARACTERIZACIÓN DE LOS DEPÓSITOS DE ORO TIPO MANTO PARA MEJORAR LOS COSTOS OPERA....pdf

Tamaño del archivo

4.5 MB

205 páginas

38.973 palabras

215.558 caracteres

8% Similitud general

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

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 7%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 6%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

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

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

DEDICATORIA

Al divino creador que guía y vigila la senda de mi vida.

*A mi padre PEDRO RAMOS MAMANI y mi madre TIMOTEA PUCHO ROQUE
y al constante apoyo abnegad y sacrificio de mis hermanos Maruja Ramos Pucho, Edwin
Ramos Pucho y Pedro Luis Ramos Pucho, por su apoyo y aliento en la culminación de
mis estudios.*

*A mi compañera de vida Mirian Champi Quispe, por su comprensión y apoyo para
alcanzar este objetivo.*

*A mi hija Khalesi Wayra Ramos Champi uno de mis motivos de lucha y
perseverancia, para el cumplimiento de mis objetivos.*

Hugo Rosalio Ramos P.

AGRADECIMIENTO

Demuestro mi más sincero agradecimiento a mi alma mater de la tricentenaria Universidad Nacional de san Antonio Abad del Cusco, a la facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica y en especial a la escuela profesional de Ingeniería de Minas por brindarme los sabios conocimientos y formación profesional en sus aulas.

A los ingenieros docentes de esta casa de estudios que con sus enseñanzas me dieron la oportunidad de formarme y conseguir el caro anhelo de lograr la profesionalización.

A la empresa minera Censacont S.R.L. por darme la oportunidad y confianza para desarrollar el presente trabajo y por confiar en mis conocimientos para contribuir en los propósitos de la empresa dentro de la actividad minera.

Al ingeniero Juan Carlos Ayme, Gerente General de Operaciones, por la entera confianza y apoyo para la realización del presente trabajo.

Hugo Rosalio Ramos P.

INTRODUCCIÓN

La investigación desarrollada se organiza en cinco capítulos, en los que se profundiza en la importancia de la caracterización de los depósitos de oro tipo manto como estrategia para optimizar los costos operativos en la Unidad Minera Ana María, ubicada en La Rinconada, Puno. El estudio se sustenta en un enfoque cuantitativo de nivel explicativo, apoyado en técnicas de observación, análisis de campo y procesamiento estadístico, con el propósito de demostrar cómo la adecuada identificación geológica, estructural y mineralógica de los mantos incide en la eficiencia económica de la explotación minera.

En el Capítulo I, se expone la problemática vinculada a los elevados costos operativos derivados de procesos de perforación, voladura, acarreo y sostenimiento en yacimientos auríferos de tipo manto, lo que justifica la necesidad de realizar una caracterización técnica más precisa. En el Capítulo II, se desarrolla el marco teórico y se presentan los antecedentes de la investigación, destacando las experiencias nacionales e internacionales relacionadas con depósitos similares y la influencia de su caracterización en la gestión de costos. Así mismo en el Capítulo III, se explica la metodología empleada, caracterizada por su naturaleza cuantitativa y no experimental, detallando las dimensiones geológicas, estructurales y mineralógicas consideradas en el análisis.

En el Capítulo IV se presentan los resultados de la caracterización de los mantos Tigre, Principal y Oropeza, junto con la evaluación de los métodos de explotación más adecuados y su efecto en la reducción de costos operativos. Luego, en el capítulo V se integra la discusión, contrastando los hallazgos con estudios previos y analizando su pertinencia en el contexto geológico y operativo de La Rinconada. Finalmente, se formulan conclusiones y recomendaciones orientadas a una minería más eficiente, rentable y sostenible en la Unidad Minera Ana María.

RESUMEN

La investigación sobre la Caracterización de los depósitos de oro tipo manto para mejorar los costos operativos en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno tuvo por objetivo determinar de qué manera la caracterización geológica, mineralógica y estructural de los depósitos de oro tipo manto permite mejorar los costos operativos en dicha unidad minera. Asimismo, se analizó cómo la geometría, el buzamiento, la potencia, la calidad del macizo rocoso y las condiciones de mineralización inciden en la elección del método de explotación, considerando principalmente el corte y relleno ascendente frente al método de cámaras y pilares. La metodología correspondió a un estudio de tipo analítico, nivel descriptivo, diseño no experimental y enfoque cuantitativo; la población y muestra estuvieron circunscritas a la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno. Para la recolección de información se aplicó la observación como técnica y la ficha de observación como instrumento, lo que permitió describir las características de los mantos auríferos y evaluar su relación con los costos de perforación, sostenimiento, acarreo, transporte y demás componentes operativos. Los resultados evidenciaron que la caracterización integral de los mantos sustentó la viabilidad técnica del corte y relleno ascendente, al presentar un macizo rocoso con RMR 45–55, roca regular, potencia promedio de 2.40 m y buzamiento de 78°. Además, este método registró US\$ 24,485.27 frente a US\$ 32,900.55 de cámaras y pilares, generando un ahorro de US\$ 8,415.28, equivalente al 25.58 %. Se concluyó que la caracterización del manto permite seleccionar el método de explotación más adecuado, optimizando las operaciones unitarias y reduciendo los costos operativos.

Palabras clave: Caracterización geológica, Depósitos de oro tipo manto, Costos operativos, Método de explotación, Corte y relleno.

ABSTRACT

The research project on the characterization of manto-type gold deposits to improve operating costs at the Ana María – La Rinconada Mining Unit in Puno aimed to determine how the geological, mineralogical, and structural characterization of manto-type gold deposits allows for improved operating costs at this mining unit. It also analyzed how the geometry, dip, thickness, rock mass quality, and mineralization conditions influence the choice of mining method, primarily considering cut-and-fill versus room and pillar mining. The methodology was an analytical, descriptive, non-experimental, and quantitative study. The population and sample were limited to the Ana María – La Rinconada Mining Unit in Puno. Data collection involved observation as the technique and an observation sheet as the instrument, allowing for the description of the characteristics of the gold-bearing mantos and the evaluation of their relationship with the costs of drilling, ground support, hauling, transportation, and other operational components. The results showed that the comprehensive characterization of the ore bodies supported the technical feasibility of the cut-and-fill method, as it presented a rock mass with an RMR of 45–55, regular rock, an average thickness of 2.40 m, and a dip of 78°. Furthermore, this method yielded a cost of US\$24,485.27 compared to US\$32,900.55 for room and pillar mining, generating savings of US\$8,415.28, equivalent to 25.58%. It was concluded that ore body characterization allows for the selection of the most appropriate mining method, optimizing unit operations and reducing operating costs.

Keywords: Geological characterization, Manto-type gold deposits, Operating costs, Mining method, Cut and fill.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INTRODUCCIÓN.....	iv
RESUMEN	i
ABSTRACT	ii
ÍNDICE GENERAL	iii
INDICE DE TABLAS	6
INDICE DE FIGURAS	9
INDICE DE ABREVIATURAS	11
CAPITULO I.....	12
I. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN	12
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	12
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	14
1.2.1. Problema General.....	14
1.2.2. Problemas Específicos	14
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	15
1.3.1. Objetivo General.....	15
1.3.2. Objetivos Específicos.....	15
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	15
1.4.1. Justificación	15
1.4.2. Importancia	16
1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	16
1.5.1. Delimitación Temporal.....	17
1.5.2. Delimitación Espacial	17

CAPÍTULO II.....	18
II. MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL	18
2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA	18
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	18
2.1.2. Antecedentes nacionales	20
2.2. BASES TEÓRICAS O CIENTÍFICAS	22
2.2.1. Caracterización de los depósitos de oro tipo manto.....	22
2.2.2. Costos operativos	26
2.2.3. Método de explotación de Cámaras y Pilares	32
2.2.4. Método de corte y relleno	52
2.2.5. Ciclo de minado y operaciones unitarias	61
2.2.6. Evaluación de costos operacionales.....	70
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS	71
2.4. HIPÓTESIS Y VARIABLES	73
2.4.1. Hipótesis General.....	73
2.4.2. Hipótesis Específicas	73
2.5. VARIABLES DE ESTUDIO	74
2.5.1. Identificación de variables	74
2.5.2. Cuadro de operacionalización de variables.....	75
CAPÍTULO III	78
III. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	78
3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN	78
3.1.1. Tipo de la Investigación	78
3.1.2. Nivel de la investigación.....	78
3.1.3. Diseño de investigación	78
3.1.4. Enfoque de la investigación	79
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.....	79

3.2.1. Población.....	79
3.2.2. Muestra	79
3.3. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	80
3.3.1. Técnicas	80
3.3.2. Instrumentos de recolección de información	80
3.3.3. Procedimiento de datos	81
3.4. COSTOS DE CAMARAS Y PILARES, CORTE-RELLENO ACCEDENTE.....	81
3.4.1. Desarrollo tecnológico y operacional	81
3.4.2. Método de explotación por cámaras y pilares.....	82
3.4.3. Método de explotación por corte y relleno ascendente.....	97
3.4.4. Evaluación de los tipos de trabajos por cada zona.....	113
3.4.5. Evaluación de costos operativos por métodos de explotación.....	137
3.4.6. Resumen de costos de explotación: cámaras y pilares, corte - relleno	144
CAPÍTULO IV	145
IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	145
4.1. RESULTADOS	145
4.1.1. Resultados respecto a los objetivos específicos.....	145
4.1.2. Resultados respecto al objetivo general	151
4.2. DISCUSIÓN	154
CONCLUSIONES.....	159
RECOMENDACIONES	161
BIBLIOGRAFÍA	163
ANEXOS.....	168

INDICE DE TABLAS

Tabla 1	Recuperación de pilares	40
Tabla 2	Costos simplificados para evaluación de minas de corte y relleno mecanizado	54
Tabla 3	Costos simplificados para evaluación de minas de corte y relleno tradicional	56
Tabla 4	Geometría del yacimiento y distribución de leyes	58
Tabla 5	Clasificación de los métodos de extracción minera	58
Tabla 6	Métodos según las características geomecánicas de la zona mineral	59
Tabla 7	Métodos según las características geomecánicas de la caja piso	59
Tabla 8	Métodos según las características geomecánicas de la caja techo	60
Tabla 9	Significado de la valoración numérica para la selección del método minero...	61
Tabla 10	Características técnicas de los ventiladores	68
Tabla 11	Operacionalización de variables	75
Tabla 12	Prueba de la resistencia de la roca al golpe del martillo geológico	84
Tabla 13	Resistencia de la roca frente al martillo de geólogo o picota	84
Tabla 14	Características técnicas de las perforadoras.....	89
Tabla 15	Características de trabajo de compresoras	90
Tabla 16	Valores de E y K	91
Tabla 17	Valores de acuerdo a la densidad del explosivo.....	91
Tabla 18	Distribución de carga por frente.....	97
Tabla 19	Factores de la propiedad mecánica del macizo rocoso	100
Tabla 20	Barton.....	100
Tabla 21	Parámetros para el cálculo del método de corte relleno ascendente.....	101
Tabla 22	Características del macizo rocoso y eficiencia de trabajo	102
Tabla 23	Items para el costo de perforación por corte y relleno.....	104
Tabla 24	Costo de la broca por el metro perforado.....	105
Tabla 25	Costo de accesorios y explosivos para la voladura	105
Tabla 26	Rendimiento de limpieza – tiempo	107
Tabla 27	Cálculo del costo de máquina de limpieza.....	107
Tabla 28	Costo del carguío	108
Tabla 29	Costo máquina de acarreo.....	109
Tabla 30	Costos de sostenimiento.....	110
Tabla 31	Resumen de costos en sostenimiento.....	112
Tabla 32	Zonificación de estructura y tiempo de duración.....	113

Tabla 33	Tabla de zonificación por zonas y tipo mineral	113
Tabla 34	Frentes evaluadas en la Zona "G"	115
Tabla 35	Evaluación de las frentes en la Zona "H"	116
Tabla 36	Evaluación de las frentes en la Zona "N"	117
Tabla 37	Evaluación de las frentes en la Zona "O"	118
Tabla 38	Evaluación de las frentes en la Zona "T"	119
Tabla 39	Costos de accesorios-Perforación	120
Tabla 40	Costos de mantenimiento regular-Perforación.....	120
Tabla 41	Costos de mantenimiento mensual.....	121
Tabla 42	Costos de instalación de aire comprimido	121
Tabla 43	Costo de máquina perforadora	122
Tabla 44	Costo de mantenimiento de equipo	122
Tabla 45	Resumen de costos de Perforación	123
Tabla 46	Costo por hora energía eléctrica.....	123
Tabla 47	Zona "G" costos de perforación	124
Tabla 48	Zona "H" costos de perforación	125
Tabla 49	Zona "N" costos de perforación	125
Tabla 50	Zona "O" costos de perforación	126
Tabla 51	Zona "T" costos de perforación	126
Tabla 52	Costo total de perforación por zonas	127
Tabla 53	Rendimiento operativo de acarreo en la zona "G"	128
Tabla 54	Rendimiento operativo de acarreo en la zona "N"	129
Tabla 55	Rendimiento operativo de acarreo en la zona "O"	130
Tabla 56	Rendimiento operativo de acarreo en la zona "T"	131
Tabla 57	Costo de línea de Cauville	132
Tabla 58	Costos de mantenimiento Anual del Cauville.....	133
Tabla 59	Costo de carrito minero tipo U-35	134
Tabla 60	Costo de accesorios y materiales	135
Tabla 61	Costo de energía KW/HRA contratado = \$ 0.23.....	136
Tabla 62	Resumen de horas de acarreo.....	137
Tabla 63	Evaluación de costos operativos por método de explotación Zona "G"	138
Tabla 64	Contrata "H" cámaras y pilares	138
Tabla 65	Contrata "N" cámaras y pilares	139

Tabla 66	Contrata "O" cámaras y pilares	140
Tabla 67	Contrata "T" cámaras y pilares	140
Tabla 68	Resumen de horas de acarreo por zonas	141
Tabla 69	Costos por método de explotación	142
Tabla 70	Resumen de costos: explotación corte y relleno a cámaras y pilares	144
Tabla 71	Caracterización geomecánica y operativa del manto evaluado	146
Tabla 72	Zonificación de los mantos evaluados	147
Tabla 73	Costo de perforación por zonas.....	148
Tabla 74	Comparación de costos operativos según métodos aplicados.....	148
Tabla 75	Caracterización del manto para selección del método de explotación	150
Tabla 76	Influencia del manto en la mejora de los costos operativos.....	152
Tabla 77	Resumen final de costos por método de explotación.....	153
Tabla 78	Distancias de acceso a la mina.....	171
Tabla 79	Distancias significativas de acceso a la mina	172
Tabla 80	Temperaturas medias anuales.....	174
Tabla 81	Cronología de los denuncios y concesiones.....	175
Tabla 82	Compañías mineras	176
Tabla 83	Tipo de oro y sus características	194

INDICE DE FIGURAS

Figura 1	Imagen referencial del método explotación de cámaras y pilares	37
Figura 2	Modelo de escalera.....	38
Figura 3	Diseño de pilares.....	39
Figura 4	Modelo de corte y relleno (mecánico)	55
Figura 5	Modelo corte y relleno (tradicional)	57
Figura 6	Ciclo del minado	62
Figura 7	Tablero de alivio.....	64
Figura 8	Explosivos de carga para voladura.....	65
Figura 9	Desatado de rocas en galería subterránea	67
Figura 10	Fotografía de ventilador y manga de ventilación.....	67
Figura 11	Sostenimiento y relleno	68
Figura 12	Sostenimiento con cuadros de madera	69
Figura 13	Fotografía de acarreo de mineral con carrito minero	70
Figura 14	Pilares durante y después de la explotación.....	86
Figura 15	Block de explotación con cámaras y pilares ocasionales.....	87
Figura 16	Planeamiento de minado cámaras y pilares	87
Figura 17	Malla de perforación (Corte quemado).....	95
Figura 18	Malla de tajeos	95
Figura 19	Diseño de malla de perforación	103
Figura 20	Gráfico de los costos de evaluación de método de explotación.....	142
Figura 21	Porcentaje de costos en evaluación del método de explotación.....	143
Figura 22	Porcentaje final de la evaluación de los métodos de explotación	157
Figura 23	Ubicación geográfica de las minas Ana María.....	172
Figura 24	Corte geológico del yacimiento Ana María	180
Figura 25	Columna estratigráfica del yacimiento Ana Maria	182
Figura 26	Estructura de manto uno potencia 4cm., ley promd. 12 gr/ton.	185
Figura 27	Estructura de manto dos potencias 2cm., ley promd. 22 gr/ton.	186
Figura 28	Estructura de manto tres potencias 2cm., ley promd. 25 gr/ton.....	187
Figura 29	Corte geológico de los mantos	188
Figura 30	Cuerpo mineralizado paralelo a las estructuras de la roca encajonante.....	189
Figura 31	Cuerpos mineralizados masivos, irregulares y distorsionadas.....	189
Figura 32	Plano topográfico minero de zonas explotadas y labores subterráneas	196

Figura 33	Plano geomecánico de la Zona “G”	197
Figura 34	Plano geomecánico de la Zona “H”	198
Figura 35	Plano geomecánico de la Zona “N”	199
Figura 36	Plano geomecánico de la Zona “O”	200
Figura 37	Plano geomecánico de la Zona “T”	201

INDICE DE ABREVIATURAS

- **Au:** Oro.
- **gr/ton:** Gramos por tonelada.
- **Kg:** Kilogramo.
- **Mpa:** Megapascal.
- **m s. n. m:** Metros sobre el nivel del mar.
- **Mt:** Millones de toneladas.
- **Nv:** Nivel.
- **OPEX:** Operating Expenditure o costos operativos.
- **RQD:** Rock Quality Designation.
- **RMR:** Rock Mass Rating.
- **S.A:** Sociedad Anónima.
- **S.R.L:** Sociedad de Responsabilidad Limitada.
- **SPSS:** Statistical Package for the Social Sciences.
- **TM:** Tonelada métrica.
- **U.E.A:** Unidad Económica Administrativa.
- **USD:** United States Dollar.
- **US\$/año:** dólares estadounidenses por año.
- **US\$/TM:** dólares estadounidenses por tonelada métrica.
- **VAN:** Valor Actual Neto
- **U.E.A:** Unidad Económica Administrativa

CAPITULO I

I. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

La actividad minera en la región de Puno, específicamente en el centro poblado de La Rinconada, constituye una de las principales fuentes de sustento económico para las poblaciones locales. Dentro de este contexto, la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Ana María centra sus operaciones en la explotación de oro, principalmente a partir de depósitos tipo manto, cuya compleja configuración geológica exige un manejo técnico especializado para asegurar una explotación eficiente, rentable y segura. Sin embargo, en la actualidad, esta unidad enfrenta limitaciones significativas derivadas de la falta de una caracterización geológica, mineralógica y estructural precisa de dichos cuerpos mineralizados. Esta situación también dificulta la selección técnica del método de explotación más adecuado, debido a que las características del manto, como la potencia, buzamiento, continuidad, estabilidad del macizo rocoso y condiciones geomecánicas, influyen directamente en la viabilidad de aplicar métodos como cámaras y pilares o corte y relleno.

Esta deficiencia técnica tiene efectos directos en la planificación y ejecución de las operaciones mineras, generando sobrecostos innecesarios en las labores de perforación, voladura, sostenimiento, ventilación y transporte. La ausencia de estándares óptimos en las operaciones unitarias, particularmente en perforación y voladura, impide alcanzar una eficiencia operativa adecuada, afectando negativamente los márgenes de rentabilidad del proceso extractivo. A ello se suma la falta de control geomecánico en los frentes de trabajo, lo que ha derivado en desarrollos inestables galerías, tajeos, cortadas, chimeneas y cruceros que no solo comprometen la integridad de los equipos, sino también

la seguridad del personal, un recurso humano irremplazable. Asimismo, cuando no se relaciona la caracterización del depósito con el método de explotación empleado, se incrementa el riesgo de aplicar métodos poco compatibles con la geometría y estabilidad del manto, generando mayor dilución, bajo rendimiento operativo y aumento de costos por sostenimiento, limpieza, acarreo y transporte.

Además, en las zonas de explotación predominadas por rocas como la pizarra, se evidencia una alta generación de material estéril que supera el 80% incluyendo desmontes supra yacientes que acentúan los problemas de productividad y elevan los costos operativos. Esta situación se agrava por el uso inadecuado de métodos de minado y por la carencia de criterios técnicos que permitan definir labores mineras óptimas y sus respectivos costos de construcción.

En este marco, la gestión de costos emerge como una tarea crítica para la sostenibilidad de cualquier operación minera. La estimación precisa y el control riguroso de los costos operativos son esenciales para garantizar la rentabilidad de la actividad extractiva, más aún en contextos geográficos y climáticos adversos como el de La Rinconada, ubicado a más de 5,000 m s. n. m. En este sentido, la implementación de estándares técnicos óptimos en perforación y voladura se presenta como una alternativa viable para reducir significativamente los costos de operación, mejorar el aprovechamiento del recurso mineral y asegurar el éxito del ciclo completo de minado. Sin embargo, esta mejora no depende solo de las operaciones mineras, sino también de elegir adecuadamente el método de explotación, ya que de ello dependen el acceso al mineral, la seguridad de las labores, el uso de equipos, la cantidad de desmonte generado y los costos de extracción.

Por lo tanto, la presente investigación parte de una problemática de carácter técnico-operativo y económico: la insuficiente caracterización de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Económica Administrativa (UEA) Ana María, que limita la toma de decisiones estratégicas, afecta la eficiencia de las operaciones unitarias y eleva los costos asociados al proceso productivo. Asimismo, esta problemática se relaciona con la necesidad de evaluar la pertinencia técnica y económica de los métodos de explotación aplicados, especialmente cámaras y pilares frente a corte y relleno, a fin de determinar cuál de ellos responde mejor a las condiciones geológicas y geomecánicas del manto. Abordar esta deficiencia mediante un enfoque integral que contemple estudios geológicos, estructurales y económicos permitirá no solo optimizar los recursos disponibles, sino también promover una minería más segura, planificada y sustentable en esta importante zona aurífera del país.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

¿De qué manera mejoran los costos operativos mediante la caracterización de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025?

1.2.2. Problemas Específicos

P.E.1: ¿Cómo influye la caracterización geológica y geomecánica en el cambio de buzamiento de los mantos en la viabilidad técnica de los métodos de explotación de cámaras y pilares frente a el método de corte y relleno en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025?

P.E.2: ¿Qué efectos genera la aplicación del método de cámara y pilares frente a el método de corte y relleno ascendente sobre los costos operativos según el tipo de manto explotado en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025?

P.E.3: ¿Cuál es el método de explotación adecuado, según la caracterización del manto, permite mejorar la eficiencia operativa en la unidad minera en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo General

Mejorar los costos operativos mediante la caracterización adecuada de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

1.3.2. Objetivos Específicos

O.E.1.: Establecer la influencia de la caracterización geológica y geomecánica en el cambio de buzamiento de los mantos en la viabilidad técnica de los métodos de explotación cámaras y pilares frente a el método de corte y relleno en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

O.E.2: Determinar los efectos que genera la aplicación del método de cámara y pilares frente a el método de corte y relleno sobre los costos operativos según el tipo de manto explotado en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025

O.E.3: Determinar el método de explotación adecuado, según la caracterización del manto, mejora la eficiencia operativa en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Justificación

La presente investigación fue conveniente y socialmente relevante porque respondió a una necesidad crítica de la Unidad Minera Ana María, en La Rinconada, donde la falta de caracterización detallada de los depósitos auríferos tipo manto generó

incertidumbre operativa, sobrecostos y baja eficiencia extractiva. Un estudio de esta naturaleza permitió ordenar técnicamente la explotación en un contexto geológico complejo, optimizando los costos operativos y mejorando la precisión de la planificación minera. Su impacto trascendió lo técnico, ya que una operación más eficiente fortaleció la sostenibilidad productiva, protegió la estabilidad laboral de cientos de trabajadores y contribuyó indirectamente a mitigar problemáticas estructurales que afectaban a la población local, como la pobreza, la informalidad y las limitaciones en infraestructura.

1.4.2. Importancia

El estudio adquirió importancia porque, desde el punto de vista científico y metodológico, aportó conocimiento especializado sobre la morfología, distribución y comportamiento de los mantos auríferos en ambientes de alta montaña, generando datos geoquímicos, estructurales y litológicos que enriquecieron la literatura existente y permitieron contrastar o mejorar modelos aplicados en la región sur andina. Su enfoque técnico-aplicado, sustentado en trabajos de campo, análisis petrográficos y geoestadísticos, así como en modelamiento tridimensional con software especializado, aseguró rigor, confiabilidad y reproducibilidad. Los resultados tuvieron implicancias prácticas inmediatas, como el rediseño de planes de minado, la aplicación de tecnologías de explotación selectiva y la reducción de sobrecargas operativas, lo que incrementó la competitividad de la unidad minera sin comprometer la seguridad ni el equilibrio ambiental.

1.5. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El estudio se circunscribe a la caracterización geológica, geomecánica, mineralógica y estructural de los depósitos de oro tipo manto presentes en la Unidad

Minera Ana María y a su vinculación operativa con los componentes del costo: explotación minera, procesamiento de mineral, administración y servicios generales.

1.5.1. Delimitación Temporal

La presente investigación se desarrolló en el periodo comprendido entre los meses de octubre del año 2025 y abril del año 2026, lapso durante el cual se recopiló, procesó y analizó la información geológica, mineralógica, estructural y de costos operativos correspondiente a la Unidad Minera Ana María. Este intervalo temporal permitió ejecutar las actividades previstas en la investigación hasta su culminación, manteniendo coherencia con los objetivos planteados.

1.5.2. Delimitación Espacial

Las minas Ana María se encuentran dentro de la jurisdicción del centro poblado de La Rinconada del distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, Región Puno,

Se ubican en el extremo Sur Oriental del Perú, al Noreste de la Región Puno, en el extremo sur de la cordillera oriental de los andes, dentro de la cordillera Carabaya en la zona Nororiental de la meseta del Collao.

Las Operaciones de la empresa minera Cenzacont SRL, se ubican dentro de la concesión Ana María N° 1, en el centro poblado de La Rinconada, entre el nevado Ananea y el cerro San Francisco, en el sector denominado RittyKucho a 5,007 m.s.n.m.

CAPÍTULO II

II. MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

2.1.1. Antecedentes internacionales

Simon et al., (2023) realizaron un estudio titulado *“Ore deposits formed during crustal magmatism and related hydrothermal processes”*, realizado en la Revista Científica Earth ArXiv, Universidad de California, EE. UU. Los autores tuvieron como objetivo analizar los principales depósitos minerales generados por procesos magmáticos e hidrotermales, enfatizando su caracterización estructural, mineralógica, geoquímica y su valoración económica y social. El diseño fue descriptivo-analítico y documental, basado en revisión científica especializada y análisis global de casos que incluyeron depósitos porfídicos, epitermales, skarn, tipo Carlin y tipo manto, estos últimos descritos como cuerpos tabulares mineralizados en ambientes volcánicos. El estudio resaltó que en Perú es necesaria la integración de prácticas operativas con modelos de exploración para depósitos manto, articulando geología y gestión operativa. Los resultados indicaron que esta integración optimiza la planificación, mejora la recuperación metalúrgica y reduce costos operativos, además de abordar implicancias ambientales y sociales como gestión del agua, residuos y licencia social. En conclusión, los autores sostienen que una caracterización técnica rigurosa, junto con modelos geológicos y operativos integrados, es clave para una minería eficiente, sostenible y alineada con el desarrollo responsable en contextos como el peruano.

Maldonado (2022), desarrolló el estudio titulado *“Propuesta de diseño de explotación subterránea para la extracción de oro en el área minera Patricia, El Guabo – El Oro”*, de la Universidad del Azuay, Ecuador. Tuvo como objetivo establecer un

modelo técnico-operativo que optimice la extracción en la “Veta Nohelia”. La investigación fue aplicada, con enfoque cuantitativo y diseño de ingeniería, basada en parámetros geológicos y geomecánicos obtenidos de siete muestras del macizo rocoso, cuyo RQD (91,9 %), resistencia a compresión (26,67 MPa) y RMR (61) permitieron clasificarlo como roca buena. Se utilizaron ensayos de laboratorio, observación de campo y modelamiento 3D en AutoCAD Civil 3D para simular galerías y cámaras. Los resultados mostraron que el método de corte y relleno ascendente redujo los costos operativos en 15 % y mejoró la estabilidad estructural en 20 %. En conclusión, el diseño propuesto permitió una explotación subterránea segura, viable y ambientalmente sostenible, incrementando la rentabilidad del proyecto.

Rojas y Zúñiga (2020), realizaron una investigación publicada en la revista científica FIGEMPA: Investigación y Desarrollo, en Ecuador, la cual tituló “*Análisis de costos operativos en pequeña minería y minería artesanal en nambija*”, tuvieron como objetivo examinar los costos operativos de cada actividad del ciclo minero perforación, voladura, ventilación, saneamiento, limpieza, cargado y acarreo, tareas auxiliares y costos adicionales en tres operaciones de pequeña y artesanal minería. La investigación fue aplicada, explicativa, con enfoque cuantitativo y diseño no experimental, basada en fichas técnicas, revisión bibliográfica y análisis de insumos, maquinaria, energía y mano de obra. La población estuvo conformada por las labores mineras del sector y la muestra por tres labores, seleccionando un frente y un turno en cada una. Los resultados mostraron que limpieza, cargado y acarreo concentraron el mayor costo (≈ 40.87 %), seguidos de perforación (22.25 %) y voladura (21.12 %), variando según el nivel de tecnificación. Ventilación, saneamiento y tareas auxiliares representaron porcentajes menores. En conclusión, identificar las etapas de mayor incidencia permite orientar acciones de optimización técnica y económica en las operaciones analizadas.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Vicente (2023), llevo la investigación titulada “*Optimización de los costos operativos de perforación y voladura en la mina Animón – empresa contratista IESA S.A.*”, de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Perú, Vicente Angulo; tuvo como objetivo evaluar cómo la mejora de estándares operativos en perforación y voladura reduce los costos operativos. El estudio empleó un enfoque cuantitativo, nivel descriptivo y diseño no experimental con método hipotético-deductivo, basado en recolección de datos de campo y análisis estadístico. La población correspondió a las labores de perforación y voladura, y la muestra se centró en la labor SN-100 de la veta Ramal. Se utilizaron registros operativos, fórmulas de costos, mediciones de campo y pruebas estadísticas normalidad, homogeneidad y t de muestras independientes procesadas en SPSS. Los resultados mostraron una disminución del costo unitario de 1.51 US\$/TM ($\approx 7\%$), con ahorros anuales estimados de 1 359 000 US\$ y una proyección total de 1 488 000 US\$/año. En conclusión, la optimización de la malla y el control de estándares operativos reducen costos unitarios y generan ahorros significativos para la operación minera.

Aguilar (2023) desarrolló la investigación titulada “Optimización de los estándares de perforación y voladura para reducir los costos operativos en la cantera Las Palmeras S.R.L.”, de la Universidad Nacional del Altiplano, Perú; cuyo objetivo fue analizar y mejorar los estándares técnicos de perforación y voladura para disminuir significativamente los costos operativos. La metodología fue cuantitativa, de tipo aplicada, nivel descriptivo-analítico y diseño no experimental. La población estuvo constituida por las operaciones mineras de la cantera y la muestra por las áreas donde se realizaron los disparos de prueba. Se emplearon fichas técnicas y registros de consumo de explosivos, diámetros de perforación y fragmentación del material. Los resultados

evidenciaron que la implementación de nuevos parámetros redujo los costos operativos en 12 %, mejoró la fragmentación y disminuyó el uso de explosivos. En conclusión, la optimización de estándares incrementó la eficiencia productiva y promovió un uso más racional de los recursos en la cantera Las Palmeras S.R.L.

Zevallos (2022), realizaron una investigación titulada “*Alternativa de mejora de la malla de perforación y voladura, para reducir los costos de producción en La Empresa Minera Volcán – Unidad San Cristóbal*”, de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Perú. Tuvo como objetivo proponer un rediseño de la malla para optimizar el rendimiento operativo y disminuir costos. El estudio fue aplicado, sustentado en el método científico y con diseño cualitativo descriptivo-relacional. La población y muestra abarcaron las labores del nivel 400 y las rampas 050, 025, acceso 040 y tajeos 020, 021 y 022, donde se evaluaron los procesos de perforación y voladura. Los resultados mostraron que estandarizar mallas más eficientes permitió reducir costos: disminuir la sección de rampas de 4×4 m a 3.5×3.5 m generó un ahorro de USD 72.53 por metro, y reducirla a 3×3 m elevó el ahorro a USD 79.60 por metro. En breasting, el costo por tonelada se redujo 23.16 %, equivalente a USD 231,769 anuales. En conclusión, el rediseño de mallas incrementó la eficiencia, redujo costos y fortaleció la seguridad operativa, constituyéndose en una alternativa viable para mejorar la productividad y sostenibilidad económica.

Ríos (2019) desarrolló la investigación titulada “Mejoramiento en los estándares de perforación y voladura para la reducción de los costos operativos en empresa minera, La Libertad, 2018”, de la Universidad Privada del Norte, Perú, tuvo como objetivo optimizar los estándares de trabajo en perforación y voladura para disminuir los costos operativos. La metodología fue aplicada, de nivel descriptivo, con enfoque cuantitativo y

diseño no experimental. La población estuvo integrada por todas las operaciones de perforación y voladura de la empresa, y la muestra correspondió al proyecto 055 del nivel 4000 msnm. Se utilizó como instrumento una ficha técnica para registrar costos y parámetros operacionales. Los resultados mostraron que el costo de operación se redujo de 4.5636 \$/TM a 4.1103 \$/TM, equivalente a una disminución del 9.93 % tras implementar los nuevos estándares. En conclusión, la estandarización de la nivelación de plataforma, accesorios de voladura y mezcla de explosivos mejoró la eficiencia operativa y generó un ahorro significativo para la empresa La Libertad.

2.2. BASES TEÓRICAS O CIENTÍFICAS

2.2.1. Caracterización de los depósitos de oro tipo manto

Según Movahednia (2022) los depósitos tipo manto son yacimientos estratoligados cuya mineralización se encuentra restringida a horizontes estratigráficos específicos y presenta, generalmente, geometrías tabulares o mantiformes dentro de rocas hospedantes volcánicas, volcano-sedimentarias o sedimentarias. En ese sentido, su estudio no solo requiere reconocer la forma del cuerpo mineralizado, sino también comprender los factores geológicos que condicionan su ubicación, continuidad y comportamiento dentro del macizo rocoso.

La caracterización de los depósitos de oro tipo manto debe entenderse como un proceso técnico orientado a identificar e interpretar las condiciones geológicas, mineralógicas, estructurales y económicas que controlan la forma, continuidad, ley, potencia, orientación y comportamiento del cuerpo mineralizado. Esta definición se sustenta en Sillitoe (2020) quien señala que los depósitos de oro deben analizarse considerando sus características geológicas, económicas, modelos genéticos, asociaciones espaciales y temporales; por tanto, no basta con reconocer la presencia de

oro, sino que es necesario comprender el contexto geológico que explica su concentración y aprovechamiento económico. Asimismo, para el caso de cuerpos tipo manto, la noción de geometría tabular se vincula con la clasificación de cuerpos “platy-tabular”, entendidos como aquellos en los que dos dimensiones son mucho mayores que el espesor, criterio utilizado en la selección de métodos de explotación subterránea (Mijalkovski et al., 2022).

En el contexto peruano, el Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico - INGEMMET (2021) resalta la importancia del cartografiado geológico, el reconocimiento de fallas, anticlinales y sinclinales, así como el análisis de muestras petrográficas y geoquímicas para comprender el contexto litoestructural de la Cordillera Oriental. Esta información es relevante porque demuestra que, en Puno, la presencia de mantos auríferos debe ser interpretada desde la relación entre estratigrafía, estructura y mineralización.

En ese sentido, el análisis geológico, mineralógico y estructural resulta fundamental en minería, porque permite comprender de manera integral la naturaleza del yacimiento. La geología identifica el contexto litológico y estratigráfico del depósito; la mineralogía reconoce los minerales presentes y su asociación con el oro; mientras que el análisis estructural examina fallas, fracturas, pliegues y controles tectónicos que condicionan la forma, continuidad y distribución del cuerpo mineralizado.

2.2.1.1. Aspectos geológicos, geomecánicas, mineralógicos y estructurales del depósito

- **Geológica:** La parte geológica comprende el análisis de la litología encajonante, la forma del cuerpo mineralizado, la potencia, continuidad lateral, buzamiento, profundidad, distribución de ley y relación con las unidades estratigráficas. Esta delimitación se fundamenta en Mijalkovski et al. (2022),

quienes señalan que, para seleccionar métodos de explotación subterránea, se deben considerar parámetros como la geometría del cuerpo mineralizado, la distribución de ley y las características mecánicas de la mena, caja techo y caja piso. En esa misma línea, Rahimdel (2023) sostiene que la forma, buzamiento, profundidad, espesor del mineral, distribución de ley, recuperación y resistencia de las rocas encajonantes son atributos principales para seleccionar el método de explotación subterránea.

En depósitos auríferos tipo manto, la geología permite diferenciar cuerpos mineralizados regulares e irregulares. Los cuerpos tabulares o mantiformes, por su geometría relativamente continua, pueden facilitar diseños de explotación más ordenados; mientras que los cuerpos con variaciones bruscas de potencia, buzamiento o continuidad pueden requerir métodos más selectivos. Esta interpretación se vincula con los criterios de selección de métodos de explotación planteados por Rahimdel (2023), quien indica que el método más adecuado debe responder a las características del depósito, de las rocas encajonantes y de las condiciones ambientales, buscando reducir dificultad técnica y costos operativos.

Desde el punto de vista operativo, la dimensión geológica no se limita a describir el yacimiento, sino que orienta la decisión minera. Andrade (2025) señala que, en minería subterránea aurífera de vetas angostas, la elección del método depende de características del depósito como competencia de la mena y de las rocas de caja, espesor y buzamiento, con el objetivo de optimizar la recuperación y minimizar la dilución. Por ello, en una unidad minera con cuerpos tipo manto, la caracterización geológica permite decidir si corresponde aplicar cámaras y pilares, corte y relleno u otro método, según la geometría real del cuerpo mineralizado.

- **Geomecánica:** Se encarga de estudiar el comportamiento de las rocas y del macizo rocoso frente a los esfuerzos naturales y a las excavaciones mineras. Su propósito es evaluar la estabilidad del terreno, definir el sostenimiento adecuado y orientar el diseño de labores subterráneas, contribuyendo a operaciones más seguras, eficientes y sostenibles (UCHILE, 2022).
- **Mineralogía:** La mineralógica se refiere a la identificación de los minerales presentes en el cuerpo mineralizado y en la roca encajonante, así como a la forma en que el oro se encuentra dentro del depósito. La mineralogía es necesaria porque los depósitos auríferos pueden formarse en distintos ambientes geológicos y por fluidos hidrotermales de origen metamórfico, magmático, meteórico, marino o basinal, según explica Sillitoe (2020). En ese sentido, la mineralogía permite reconocer si el oro aparece como oro libre, asociado a sulfuros, vinculado a cuarzo, diseminado o condicionado por minerales de alteración.

La mineralógica influye en los costos de procesamiento, debido a que el comportamiento del mineral en planta depende de su composición, liberación, dureza, asociación con sulfuros y respuesta a procesos como chancado, molienda, concentración o flotación. Losaladjome et al. (2025) muestran que las operaciones de procesamiento, especialmente la conminución, pueden constituir un componente dominante del costo operativo, pues en su caso de estudio la molienda representó el 59.1 % del costo operativo total y la trituración el 11 %. Aunque dicho estudio corresponde a una mina de cobre a cielo abierto, sirve como respaldo metodológico para afirmar que la mineralogía y la respuesta del mineral al procesamiento afectan directamente los costos de planta.

- **Estructural:** La parte estructural analiza el papel de fallas, fracturas, pliegues, zonas de cizalla, contactos litológicos, planos de estratificación y discontinuidades en la ubicación, continuidad y geometría del cuerpo mineralizado. Esto se fundamenta en Blenkinsop et al. (2020), quienes sostienen que la geología estructural y el ambiente tectónico son fundamentales para comprender la génesis y exploración de depósitos auríferos hidrotermales, debido a que la mineralización suele estar fuertemente controlada por estructuras de deformación.

Blenkinsop et al. (2020) también señalan que las zonas de deformación y sus redes constituyen estructuras fundamentales de control mineralizante, porque influyen en la permeabilidad, la circulación de fluidos y la geometría del cuerpo mineralizado. Por ello, en depósitos tipo manto, la dimensión estructural permite explicar si la continuidad del mineral está controlada por planos de estratificación, fracturas, fallas, plegamientos o zonas de mayor deformación.

2.2.2. Costos operativos

Los costos operativos en minería comprenden los gastos necesarios para ejecutar y sostener las actividades productivas de la operación, incluyendo extracción, perforación, voladura, carguío, acarreo, procesamiento, energía, mantenimiento, ventilación, bombeo, administración y servicios auxiliares. Esta organización se fundamenta en el enfoque de cadena de valor minera planteado por Losaladjome et al. (2025), quienes analizan los costos operativos considerando unidades como perforación, voladura, carguío, acarreo, acopio, mezcla, trituración, molienda y flotación.

La clasificación de los costos operativos también se sustenta en el Manual técnico en minería de Heather et al. (2020), el cual organiza la ingeniería minera en áreas como

economía y costeo, métodos de minado, voladura, excavación, carguío, transporte, sostenimiento, ventilación, energía, aire comprimido, bombeo, procesamiento de minerales, relaves, mantenimiento, seguridad y ambiente. Esta estructura permite justificar que los costos operativos de una mina no se reducen únicamente al minado directo, sino que incluyen actividades auxiliares y de soporte necesarias para mantener la continuidad de la operación.

En esa misma línea, Rojas y Zúñiga (2020), precisan que los costos operativos pueden diferenciarse en directos, como combustible, energía, lubricantes, reparaciones, neumáticos y mano de obra; e indirectos, como amortización, seguros, impuestos e intereses del capital invertido. Además, señalan que el costo horario de los equipos se estima relacionando estos componentes con las horas efectivas de trabajo, considerando vida útil, valor residual y desgaste operativo.

2.2.2.1. Componentes de los costos operativos

A. Costos de minado

Los costos de minado comprenden las actividades directamente asociadas con la extracción del mineral, tales como perforación, voladura, carguío, acarreo, sostenimiento, ventilación, limpieza y transporte interno. Losaladjome et al. (2025) incluyen dentro de la cadena operativa minera actividades como drilling, blasting, loading y hauling, lo que permite sustentar que el costo de minado debe analizarse por proceso y no solo como un monto global.

En depósitos tipo manto, estos costos se relacionan con la geometría y estabilidad del cuerpo mineralizado. Rahimdel (2023) sostiene que la selección del método de explotación debe considerar forma, buzamiento, profundidad, espesor, distribución de ley, recuperación y resistencia de las rocas encajonantes. Por tanto, cuando el manto presenta

geometría regular, buzamiento favorable y roca competente, es posible reducir tiempos improductivos, mejorar la eficiencia de perforación y disminuir costos de sostenimiento; en cambio, cuando el manto es irregular o estructuralmente complejo, el costo de minado tiende a incrementarse.

B. Costos de procesamiento

Los costos de procesamiento corresponden a las operaciones realizadas después de la extracción del mineral, tales como chancado, molienda, clasificación, concentración, flotación, recuperación metalúrgica y manejo de relaves. Ello se sustenta en Losaladjome et al. (2025), quienes identifican la trituración, molienda y flotación como unidades operativas relevantes dentro de la estructura de costos de procesamiento. En su estudio, el procesamiento representó el 77.82 % del costo total, mientras que las operaciones de minado representaron el 22.18 %, lo que demuestra la importancia de analizar separadamente los costos de planta.

C. Costos de administración, servicios generales y energía

Los costos de administración y servicios generales comprenden gastos de supervisión, gestión administrativa, seguridad, mantenimiento general, campamento, logística, almacén, permisos, control ambiental y servicios de apoyo. Esta categoría puede sustentarse en el Consejo Mundial del Oro (s.f.), que reconoce la necesidad de transparentar los costos asociados con la producción de oro e incluir gastos generales y administrativos cuando se reportan costos a nivel de sitio o de compañía.

D. Costos unitarios totales

Los costos unitarios totales expresan el costo de operación por unidad producida o tratada, por ejemplo, por tonelada de mineral, por metro avanzado o por onza de oro

producida. Su utilidad radica en que permiten comparar métodos de explotación, zonas de trabajo, tipos de manto y niveles de eficiencia operativa. Losaladjome et al. (2025) trabajan el análisis de costos operativos mediante unidades de proceso y costos por tonelada, lo cual demuestra que el costo unitario es una herramienta válida para identificar los principales impulsores del gasto operativo. En minería aurífera, el World Gold Council (s.f.) señala que los indicadores de costos permiten mejorar la transparencia y comprensión de los costos asociados con la producción de oro.

Existen otros componentes de costos operativos muy importantes a considerar, los cuales son los siguientes:

2.2.2.2. Costos de extracción mineral

Los costos de explotación minera constituyen una de las principales categorías de los costos operativos en una operación minera. Se refieren específicamente a todos aquellos gastos necesarios para llevar a cabo la extracción del mineral desde el yacimiento, abarcando las actividades técnicas y logísticas que permiten acceder, remover y trasladar el material mineralizado hacia su siguiente etapa de procesamiento. Estos costos son considerados esenciales dentro del ciclo productivo, ya que representan la base física del aprovechamiento de los recursos minerales.

Entre los componentes principales que integran los costos de explotación minera se encuentran los siguientes:

- **Perforación:** Consiste en la apertura de orificios en la roca con equipos especializados, los cuales son esenciales para la colocación de explosivos y la posterior fragmentación del macizo rocoso.

- Voladura: Involucra la colocación y detonación de explosivos para fracturar la roca y facilitar su remoción. Esta etapa es crítica para lograr un tamaño adecuado del material fragmentado y optimizar las siguientes operaciones.
- Carga: Implica el uso de maquinaria pesada, como cargadores frontales o palas hidráulicas, para recoger el material ya fragmentado y depositarlo en equipos de transporte.
- Acarreo: Se refiere al traslado del material desde el frente de explotación hasta la chancadora primaria o hasta una pila de almacenamiento temporal. Este proceso puede implicar largas distancias y altos consumos de combustible.
- Mantenimiento y reparación de equipos: Incluye los gastos derivados del cuidado preventivo y correctivo de la maquinaria empleada en la mina. Un adecuado mantenimiento permite prolongar la vida útil de los equipos y reducir paradas no programadas.
- Costos generales de mina: Comprenden todos los gastos indirectos vinculados a la operación minera, tales como gestión del área, supervisión técnica, planificación de la producción y servicios auxiliares.
- Requerimientos laborales específicos de la mina: Abarcan los sueldos, beneficios y otros costos asociados al personal operativo asignado directamente a las actividades extractivas.

Estos componentes, en conjunto, configuran la estructura fundamental del costo operativo en la fase de explotación. Según el estudio de Curry et al., (2013) en promedio,

los costos de minería representan aproximadamente el 43% al 45% del total de los costos operativos de una mina, lo que subraya su peso estratégico en la economía del proyecto minero.

2.2.2.3. Costos de procesamiento de mineral

- **Trituración y molienda (comminution)**

La etapa de conminución comprende la reducción del tamaño del mineral a través de la trituración y la molienda, con el objetivo de liberar las partículas valiosas contenidas en la matriz rocosa. Esta fase representa uno de los procesos más demandantes desde el punto de vista energético dentro de una planta de procesamiento, llegando a consumir hasta la mitad de la energía total. Una adecuada liberación del mineral en esta etapa resulta fundamental, ya que permite optimizar los procesos posteriores de concentración. Sin embargo, una molienda excesiva no solo incrementa los costos operativos, sino que también genera partículas finas difíciles de recuperar, lo cual puede afectar negativamente la eficiencia global del sistema.

- **Liberación y concentración de minerales**

Una vez fragmentado el mineral, se procede a su separación física en función de las diferencias en propiedades específicas de los minerales valiosos y los de ganga. Estas propiedades incluyen, entre otras, la densidad, la susceptibilidad magnética, la flotabilidad y la conductividad eléctrica. La elección de la técnica de concentración más adecuada depende de las características del yacimiento y del tipo de mineral a tratar. Una separación eficaz permite reducir el volumen de material que se enviará a fundición o a procesos metalúrgicos químicos, lo cual representa un ahorro significativo en costos de transporte, energía y tratamiento final.

- **Relación entre el procesamiento y el valor económico del mineral**

Desde el punto de vista económico, el procesamiento de un mineral solo es viable si el valor de los elementos contenidos supera el costo de transformarlos. Por ello, el análisis de rentabilidad debe considerar el valor de mercado de los metales recuperables y los costos asociados a su extracción y concentración. A modo de ejemplo, si una tonelada de mineral contiene una proporción de cobre y molibdeno cuyo valor agregado alcanza las £22, el gasto en operaciones físicas como la molienda y la concentración debe estar por debajo de ese umbral para justificar su procesamiento desde el punto de vista económico.

- **Importancia económica del procesamiento mineral**

El tratamiento físico de minerales tiene como finalidad principal elevar la ley del material útil mediante técnicas que son, en general, menos costosas que los métodos químicos como la fundición o la lixiviación. Al separar la mayor parte de los minerales de ganga de manera temprana en el proceso, se reduce considerablemente la cantidad de material que debe transportarse y someterse a procesos más complejos. En consecuencia, los costos de procesamiento abarcan una serie de factores como el consumo energético, el uso de reactivos, el abastecimiento de agua y el mantenimiento constante de los equipos empleados, todos ellos determinantes en la viabilidad económica del proyecto minero. Wills y Finch (2015).

2.2.3. Método de explotación de Cámaras y Pilares

Según Ortiz (2015) el método de explotación cámaras y pilares (Room and Pillar), consiste como su nombre lo indica, en la explotación de cámaras separados por pilares de sostenimiento del techo. La recuperación de los pilares puede ser parcial o total, en este

último caso, la recuperación va acompañada del hundimiento controlado del techo que puede realizarse junto con la explotación o al final de la vida del yacimiento, lógicamente el hundimiento del techo en este caso es totalmente controlado.

Además, el método de cámaras y pilares se considera un método de explotación subterránea aplicable a cuerpos mineralizados tabulares, donde se extrae el mineral mediante cámaras y se dejan pilares de mineral o roca competente para sostener el techo de la excavación. Su aplicación exige evaluar la geometría del yacimiento, la estabilidad del macizo rocoso, el tamaño de los pilares, la recuperación esperada y las condiciones de seguridad operativa (Heather et al., 2020).

Según Ortiz (2015), este método de explotación consiste en abrir varios tajeos o cámaras, dejando zonas intactas de mineral que funcionan como pilares para soportar la carga vertical y mantener la estabilidad del techo. En ese sentido, su aplicación considera los siguientes aspectos:

- Los pilares cumplen la función de sostenimiento estructural.
- El diseño de pilares y caserones busca maximizar la recuperación del mineral.

La recuperación de pilares puede realizarse mediante:

- hundimiento controlado del techo;
- recuperación alternada de pilares;
- recuperación parcial de pilares.

Según Ortiz (2015) en algunos casos la ubicación de los pilares no se planifica con exactitud, sino que el operador, a partir de su experiencia, los deja en las zonas que

considera necesarias, procurando ubicarlos en áreas de menor valor mineral o en material estéril. En esencia, este método consiste en extraer la mayor parte posible del cuerpo mineralizado, manteniendo pilares que permiten sostener el techo conformado por material estéril.

Las dimensiones de los caserones y pilares dependen de la competencia de la roca suprayacente, de la estabilidad del techo, de la resistencia de la roca mineralizada, del espesor del manto y de las presiones existentes. Por lo general, los pilares se distribuyen de manera regular y pueden presentar secciones circulares, cuadradas o rectangulares, mientras que los caserones suelen adoptar formas cuadradas o rectangulares (Saša et al., 2024).

Este método se aplica ampliamente debido a su bajo costo de explotación y a que permite una extracción moderadamente selectiva. Es más adecuado para yacimientos con bajo ángulo de manto, aunque también puede emplearse en depósitos con buzamientos entre 30° y 40°, donde el mineral no fluye por gravedad (Saša et al., 2024).

La aplicación del método de cámaras y pilares debe evaluarse a partir de la geometría del depósito, potencia, buzamiento, profundidad, calidad del macizo rocoso, resistencia de la caja techo y caja piso, fracturamiento, estabilidad y continuidad de la mineralización. Estos parámetros permiten determinar si el cuerpo mineralizado presenta condiciones favorables para una explotación subterránea mediante cámaras y pilares o si requiere un método más selectivo (Mijalkovski et al., 2022).

Entre sus principales condiciones de aplicación se consideran: cuerpos mineralizados con buzamiento horizontal o menor a 30°–40°, mineral y roca encajonante competentes, profundidad suave o moderada entre 200 m y 400 m, cumplimiento de

exigencias ambientales, sociales y legales, así como una recuperación de mineral que permita la rentabilidad de la operación (Saša et al., 2024).

Consideraciones en este método:

- Cuerpos con buzamiento horizontal, normalmente inferior a 30° o 40°
- Mineral y roca encajonante competente
- Profundidad del depósito suave o moderada (200m – 400m)
- La seguridad y el cumplimiento de las regulaciones ambientales y sociales, y los requerimientos legales.
- La óptima recuperación de mineral, y una operación que permita el retorno de la inversión.

En cuanto a la potencia del yacimiento, el método ha sido aplicado con éxito en yacimientos de hasta 40 –60 mts. Los casos habituales de aplicación son para yacimientos de baja potencia destacándose espesores de 2 a 20 metros (Monje, s.f.).

- **Factor económico**

Según Camacho et al. (2013) el factor económico más importante en este método es el tamaño de los pilares y la distancia entre ellos, este factor depende de:

- Estabilidad de la caja techo.
- Estabilidad del mineral
- Potencia del yacimiento
- Presión de la roca suprayacente
- Discontinuidades geológicas como fallas, pliegues, etc.

- Forma y tamaño del pilar

- **Ventajas del método**

- El método hasta cierto punto es selectivo, es decir zonas más pobres pueden no explotarse sin afectar mayormente la aplicabilidad del método.
- En yacimientos importantes puede llegarse a una mecanización bien completa lo que reduce ampliamente los costos de explotación (Camacho et al., 2013).
- En yacimientos que afloran a la superficie puede hacerse todo el desarrollo y preparación por mineral, o en caso contrario los desarrollos por estéril pueden ser muy insignificantes (Camacho et al., 2013).
- Permite la explotación sin problemas, de cuerpos mineralizados ubicados paralelamente y separados por zonas de estériles.
- La recuperación del yacimiento aun no siendo del puede llegarse a recuperaciones satisfactorias del orden del 50% (Camacho et al., 2013).

- **Desventajas del método**

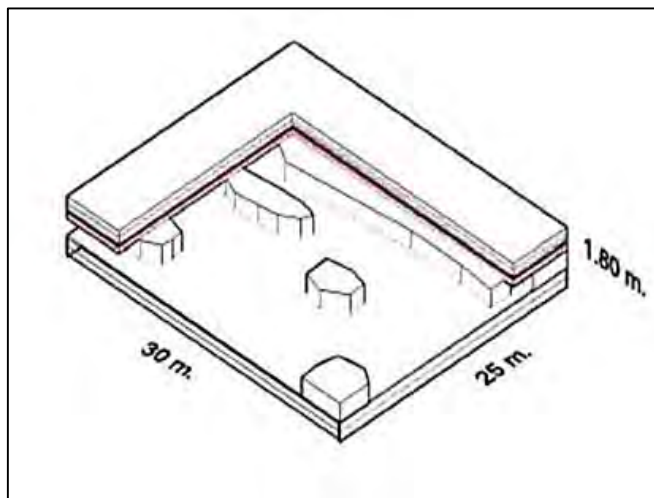
- Según Camacho et al. (2013) si el yacimiento presenta una mineralización muy irregular, podría llegar a afectarla explotación, limitando mucho la planificación del método, como así mismo la perforación y provocar problemas de carguío sobre todo para posibles mecanizaciones.
- Problema de manto del yacimiento, cuando el manto está muy cerca del manto crítico (45°), se producen problemas para el movimiento del mineral en los caserones y aún este problema es más grave, si se trata de

mantos angostos. En el caso de mantos potentes hay problemas en la mecanización de la perforación lo que se traduce en dificultades de movilidad al usar el equipo pesado de perforación (Camacho et al., 2013).

- Dilución de la ley: es un problema que es muy importante y que en casos de techos débiles puede ser causa que llegue a limitar la aplicación del método (Camacho et al., 2013).
- Necesidad de ventilación secundaria.
- Importantes daños a los hastiales, existiendo riesgos de hundimiento

Figura 1

Imagen referencial del método explotación de cámaras y pilares



Fuente: Elaboración propia.

• **Inclinación**

Se aplica en yacimientos inclinados con un ángulo de inclinación de 20 a 25 grados, de altura vertical superior, donde el espacio explotado se rellena. El relleno mantiene a los pilares estables y sirve como plataforma de trabajo mientras se explota la

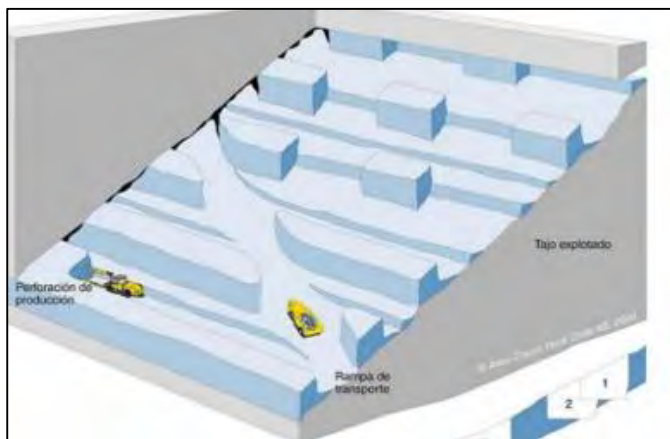
siguiente tajada. La minería post cámara y pilares es un método híbrido entre cámaras y pilares con corte y relleno.

- **Escalera**

Las cámaras y pilares por etapas es una variación que adapta la parte inclinada del yacimiento para un uso más eficiente del equipo con neumáticos. Aunque las aplicaciones no pueden generalizarlos totalmente, la minería de cámaras por etapas se aplica a depósitos tabulares con espesores de 2.0 a 0.5 m e inclinaciones desde 15 hasta 30 grados.

Figura 2

Modelo de escalera



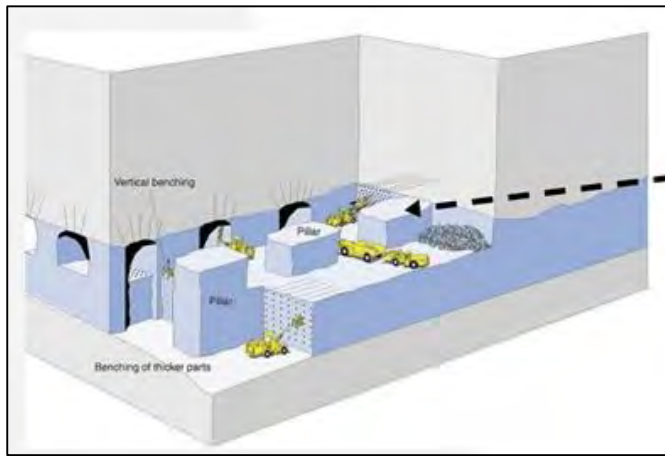
Fuente: Obtenida del portal web.

2.2.3.1. Diseño de pilares

El objetivo es maximizar la recuperación de la unidad básica de explotación a través de un diseño seguro y viable; el diseño de pilares debe obedecer a un análisis de las cargas o solicitaciones y la resistencia del macizo rocoso.

Figura 3

Diseño de pilares



Fuente: Elaboración propia.

❖ **Recuperación de pilares**

- 1. Recuperación por hundimiento controlando el techo:** Consiste en controlar perfectamente bien la estabilidad del techo y provocar el hundimiento a voluntad.
- 2. Recuperación de pilares y reemplazo por pilares artificiales:** Este método es uno de los más corrientes y consiste en el reemplazo del pilar de mineral por un pilar de concreto, encastillado de madera, muro de piedra de mampostería o simplemente por un gran número de pies derechos de sostenimiento.
- 3. Recuperación parcial de Pilares:** En algunos casos se adelgazan los pilares a un máximo y luego se refuerza con concreto (es una especie de camisa o cilindro alrededor de Pilar). Puede hacerse la recuperación de Pilares en forma alternada cuando las condiciones son favorables y abandonarse la zona, o también arrancarse los pilares alternativamente y

provocar el hundimiento, esto tiene por objeto disminuir los esfuerzos en los Pilares de aquellas zonas vecinas al hundimiento.

Tabla 1

Recuperación de pilares

Pilar	Área (m ²)	Altura (m)	Ley Au(gr/Tn)	Volumen
1	20.31	1.92	36.00	37.05
2	16.15	2.01	24.00	30.84
3	7.80	1.79	21.55	13.26
4	23.51	1.89	10.40	42.21
5	12.50	1.77	9.80	21.02
6	8.30	2.05	11.50	16.16
7	23.40	2.16	13.22	48.02
8	30.15	1.88	33.21	53.85
9	7.90	1.92	8.88	14.41
10	14.26	2.43	13.55	32.92
11	13.50	1.88	20.14	24.11
12	14.50	1.92	23.10	26.45
13	19.11	1.94	26.02	35.22
14	21.99	2.32	29.22	48.47
15	26.85	2.08	30.10	53.06

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 2

Resumen económico del proyecto

INDICADOR	VALOR
– Ingreso mensual	\$ 450 126.00
– Producción	1204.20 tn
– Valor de mineral	373.80 S/tn
– Egresos	\$332 452
– Flujo mensual	\$ 243 023
– Flujo mensual / tn	201.81 S/tn

Fuente: Elaboración propia.

- **Preparación de Frentes**

Una vez determinada la presencia de mineralización de stock work, se ejecutan las labores de preparación para definir su tamaño, características de formación, definir el diseño de mallas perforación y la carga óptima para evitar la dilución de minerales.

Mallas de Perforación

La perforación de cuerpos mineralizados por ambos tipos de stock work, se realiza como un frente normal con circado; con la diferencia de que la malla de perforación se va a realizar sobre mineral, hasta definir los límites de mineralización vertical y horizontal.

Por lo tanto; una vez iniciada la perforación de este tipo de minerales, se debe contar con el respectivo sistema de control de explotación, de manera que las primeras perforaciones de preparación nos permitan identificar las propiedades geomecánicas y mineralógicas del mineral, esto para determinar el número de taladros por frente, así como la cantidad de carga de explosivo que se va a requerir.

La secuencia de perforación de stock work es como sigue:

- 1) En la perforación de los frentes se aplica el corte quemado con barrenos de 4 pies y un espaciamiento de 40cm a 50cm entre taladros. La cantidad de carga está en función de la dureza del mineral. En este caso, el mineral tipo I se refiere a rocas duras o de mayor resistencia, como grises finos silíceos, cuarzo y cuarcita con alta proporción de cuarzo detrítico, por lo que requiere una menor cantidad de carga explosiva. Respecto al mineral tipo II, este corresponde a rocas de dureza media, como esquistos oscuros y cineritas, cuya resistencia es menor en comparación con el tipo I (Enciclopedia Británica,

2025). En ambos casos la granulometría del disparo deberá ser regular evitando en lo posible granulometría.

- 2) Los tajeos se realizan por capas de mineral o en forma global, con barrenos de 5 pies y espaciamiento desde 1.50m a 0.80m., con un cartucho de dinamita encebado por cada taladro sin la aplicación de ANFO.
- 3) Para los tajeos al piso inferiores se realiza con taladros inclinados de 5 pies con mallas entre 9 a 15 taladros para evitar la dilución del mineral.

A. Preparación de Cámaras

Por lo general se corre un frente de preparación de preparación a lo ancho del caserón, cuya dirección o rumbo puede ser según la máxima pendiente del yacimiento, según el rumbo de este (generalmente corresponde a una galería horizontal), u ocupar una dirección intermedia entre la máxima pendiente y el rumbo, la pendiente de la galería (frontón) y consecuentemente la del caserón se hace la elección, dependiendo del modo de efectuar el movimiento del mineral de los caserones con camiones la pendiente del caserón no debe ser superior a un 12%.

- **Preparación de las Cámaras en mantos de poco espesor:**

Se toma como ejemplo la preparación de caserones cuya potencia explotable varía entre los 1.5 y 3.0 m.

En este caso puede correrse un frente por el yacimiento, de un ancho que permita trabajar con facilidad en la etapa de arranque (etapa que viene enseguida de la preparación). La altura frente es igual a la potencia explotable.

Si el yacimiento tiene un piso y techo, bien definido deberá usarse este como guía de preparación del frente, lo que evitará o disminuirá mucho lo posible diluciones del mineral durante el arranque.

- **Preparación de cámaras de potencia superior a 3.0 m mecanizado**

La preparación de los caserones en yacimientos de este tipo puede realizarse con frentes que tienen como piso el yacente del yacimiento o con frentes cuya galería de preparación tiene como techo la pendiente del manto. Ambos casos están sujetos a las características del yacimiento, así como al grado de mecanización disponible. Para la ejecución de estas labores se emplea un *jumbo de perforación con barras de 8 pies*, destinado a la perforación de los frentes de avance, y un *scooter con capacidad de 2,1 yardas* para las operaciones de carguío y acarreo del material. La preparación continúa con el desquinche del frente a todo el ancho de la labor, permitiendo obtener la sección requerida para el desarrollo del caserón.

B. Accesos a los frentes o Cámaras

Lo más viable es avanzar con los frentes hasta unir rápidamente las galerías base con los frontones, para establecer los accesos a los frentes de trabajo, tiene la ventaja de que las operaciones de perforación y carguío se independicen, no produciendo dificultades entre ambas, siendo posible trabajar y tener acceso a la perforación por un extremo, cuando el trabajo de carguío se efectúa al mismo tiempo en el otro extremo. Por otra parte, al romper el frontón con la galería superior, se establece del inmediato la ventilación del caserón introduciéndolo al circuito principal de la mina.

- **Perforación**

La perforación de los tiros de arranque puede hacerse de muchas maneras distintas, en mantos angostos el desquinche de los caserones puede hacerse con tiros

paralelos al eje del caserón o tiros perpendiculares a dicho eje. Si las condiciones lo permiten, es común el uso de jumbos, maquinas que tienen gran capacidad de perforación.

La variedad más grande en cuanto a los diagramas de disparo se encuentra en los casos de mantos de mantos de gran potencia donde es posible usar equipo pesado de perforación y tiros largos (con broca atornillada), ejemplo:

Banco de rebaje con Wagon Drill, perforación radial con máquinas sobre columna.

En bancos en realce pueden usarse las perforaciones largas con brocas flexibles, o con brocas atornilladas, con máquinas montadas sobre carros con neumáticos.

- **Extracción del mineral desde las cámaras**

- El mineral arrancado puede ser movido de muchas maneras diferentes dependiendo de las características del yacimiento, producción, grado de mecanización.
- En yacimientos horizontales o de baja pendiente (ángulo de manto), cuya potencia no permite una mecanización, puede pelearse a mano sobre carros y transportándose el mineral al exterior.
- Si se justifica la instalación de palas mecánicas, es posible usarlos con ventajas cargando directamente sobre carros, en este caso las palas se limitan al largo de caserón (40 – 50 metros).
- Cuando los tonelajes arrancados son considerables y la pendiente favorable, el movimiento del mineral puede hacerse con palas mecánicas que cargan sobre camiones tales como dumpers de 3.0 a 4.30 m³.

- Esta combinación pala – camión tiene la ventaja de distanciar bastante los puntos de extracción, además son de alto rendimiento y costo de operación bajo.

En ciertas minas se ha llegado al uso de cargadores frontales de grandes dimensiones del balde que carga sobre camiones de 25 a 30 ton de capacidad.

- **Sostenimiento del techo**

Es un problema delicado y muy importante al proyectar una explotación por ese método.

La estabilidad del techo va a definir la distancia y sección de los pilares, y ancho de los caserones (influida naturalmente por la potencia del yacimiento). A su vez la densidad de pilares influirá fuertemente sobre la recuperación del yacimiento. Siendo este el caso es preciso realizar una serie de experiencias que toman en cuenta las siguientes observaciones:

- La variación de la carga sobre el pilar con respecto al tiempo.
- La variación de la deflexión del techo al variar la luz entre pilares.
- La variación de los ruidos micro sismos, lo cual se refiere al cambio en las vibraciones dentro de la roca, indican el nivel de deformación o inestabilidad del macizo rocoso.
- La resistencia de la roca a la tracción y compresión.
- La distribución y orientación de los planos de diaclasas, estratificación y otras estructuras

- **Modo de mantener la Estabilidad del Techo**

Un techo que se desprende con facilidad por efecto de los disparos, u otras cosas, trae como consecuencias problemas no solo de dilución de la ley, sino también en la seguridad del personal en los costos de producción. En ese sentido, es posible asegurar la estabilidad del techo mediante un empernado que puede ser hecho en forma sistemática o solamente en aquellos sectores donde las condiciones lo requieran. Para ello debe conocerse muy bien la calidad del macizo rocoso, para determinar la sección, largo y densidad en la colocación de pernos.

- **Estabilidad de Pilares**

El sostenimiento de pilares es el más seguro en cuanto corresponde a la estabilidad de zonas de trabajo y avance, el yacimiento es presentado en forma de mantos separados, separado por una zona estéril dejando una zona de caserones, se debe conservar la alineación para una proyección vertical, la zona de arriba debe ser distribuido la carga a la parte inferior y no influya la parte del medio.

En este sentido los pilares no se deben dejar en galerías principales explotadas debido a la carga del techo es transmitido a la galería.

- **Recuperación del Yacimiento**

Los métodos aplicados en cada Tajo tienen muchos factores en dependencia como es el macizo rocoso, presencia hidrológicos, la resistencia del RMR, geomecánica y otras técnicas para la explotación en estos tipos de yacimientos, la recuperación puede variar de acuerdo al yacimiento que puede ser en una recuperación de 80% y 90% del mineral planificado, donde se cuenta con la proyección de una máxima recuperación.

- **Tonelaje de Minerales y Desmonte en el Circado de Mantos**

- a) **Cálculo de mineral**

Cortes:

Potencia promedio de manto 0.05 m

- Avance/disparo: 1.00 m.
- Ancho de labor: 2.50 m.
- Pe. de mineral: 9 Tn/m³.
- Longitud de barreno: 4 pies
- N.º disp/día: 2

$$\text{Volumen} = 2.50\text{m} \times 0.05 \times \frac{1.00 \text{ m}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Volumen} = 0.125 \text{ m}^3/\text{disp.}$$

$$\text{Ton / disp} = 0.125 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}} * 2.9 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3}$$

$$\text{Ton / disp} = 0.36 \text{ tn / m}^3$$

- Factor de esponjamiento promedio = 50%

Volumen extraído:

$$\text{Ton / disp} = 0.36 \text{ tn / m}^3 \times 1.5 = 0.54 \text{ Tn/ disp}$$

$$\text{Ton / día} = 0.54 \text{ tn / m}^3 \times 2 = 1.08 \text{ Tn/ día}$$

Potencia promedio de manto = 0.05 m

- Avance/disparo: 1.30 m.
- Pe. de mineral: 2.9 tn/m³.
- Ancho de labor: 4.50 m.
- Longitud de barreno: 5 pies

$$\text{Volumen} = 4.50 \text{ m} \times 0.05 \text{ m} \times \frac{1.00 \text{ m}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Volumen} = 0.225 \text{ m}^3/\text{disp}$$

$$\text{Ton / disp} = 0.225 \text{ m}^3/\text{disp} * 2.9 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3}$$

$$\text{Ton / disp} = 0.65 \text{ tn / disp}$$

- Factor de esponjamiento promedio: 50%

Volumen extraído:

$$\text{Ton / disp} = 0.65 \text{ Tn/ disp} \times 1.5 = 0.98 \text{ Tn/disp}$$

$$\text{Ton / día} = 0.98 \text{ Tn / disp} \times 2 = 1.96 \text{ Tn/disp.}$$

$$\text{Potencia de promedio de manto} = 0.05 \text{ m}$$

$$\text{Avance/disparo} = 1.30 \text{ m}$$

b) Desmonte

Avance por disparo

$$\text{– Para cortes (4'')} = 1.15 \text{ m} \times 0.90 = 1.04 \text{ m} = 1.00 \text{ m/disp}$$

$$\text{– Para tajeos (5'')} = 1.45 \text{ m} \times 0.90 = 1.30 \text{ m} = 1.30 \text{ m/disp}$$

Volumen por disparo:

$$\text{– Peso específico (promedio)} = 2.7 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{– Peso específico Mineral cuarzo Sulfurado} = 2.9 \text{ ton/m}^3$$

$$\text{– Sección (cortes)} = 2.50 \text{ m} \times 1.80 \text{ m}$$

$$\text{– Sección (tajeos)} = 4.50 \text{ m} \times 1.70 \text{ m}$$

Volumen de cortes:

$$\text{– Volumen de cortes} = 2.0 \text{ m} \times 1.80 \text{ m} \times \frac{1.00 \text{ m}}{\text{disparo}} = 4.50 \text{ m}^3/\text{disp}$$

$$\text{– Volumen (esponjado)} = 4.50 \text{ m}^3/\text{disp} \times 1.5 = 6.75 \text{ m}^3/\text{disp}$$

$$\text{– Volumen (tajeos)} = 4.0 \text{ m} \times 1.60 \text{ m} \times \frac{1.50 \text{ m}}{\text{disparo}} = 9.60 \text{ m}^3/\text{disp}$$

$$\text{– Volumen (esponjando)} = 9.6 \text{ m}^3/\text{disp} \times 1.5 = 14.40 \text{ m}^3/\text{disp}$$

Tonelaje por disparo:

$$- \text{Ton / disp (cortes)} = 4.50 \text{ m}^3 / \text{disp} \times 2.7 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3} = 12.15 \text{ tn/disp}$$

$$- \text{Ton / disp (esponjado)} = 6.75 \text{ m}^3 / \text{disp} \times 2.7 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3} = 18.23 \text{ tn/disp}$$

$$- \text{Ton / disp (cortes)} = 9.60 \text{ m}^3 / \text{disp} \times 2.7 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3} = 25.92 \text{ tn/disp}$$

$$- \text{Ton / disp (esponjado)} = 14.40 \text{ m}^3 / \text{disp} \times 2.7 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3} = 38.88 \text{ tn/disp}$$

C. Resistencia del macizo rocoso

Los techos deben tener el soporte de estabilidad distribuido en sus acciones activas y soportes en toda la sección soportando una magnitud de fuerzas que se comparten entre ellas.

Estas rocas deben tener una resistencia de los 275.7 Mpa a los 344.7 Mpa (40 000 a 50 000 psi).

$$Sp = \frac{Pe * H(W + B) * (L + B)}{W * L}$$

- Sp: Tensión que actúa sobre el pilar
- Pe: Peso específico (MN/m³)
- H: Profundidad bajo la superficie (m)
- W: Ancho del Pilar
- B: Ancho de cámara (m)
- L: Longitud del Pilar (m)
- Para pilares cuadrados:

$$Sp = Pe * H \left(\frac{W + B}{W} \right)^2$$

En donde la resistencia de un pilar está en función del:

1. Volumen de pilar
2. Geometría
3. Propiedades de resistencia de la roca

- **Factor de Seguridad**

Esto se define entre la resistencia de pilar y la tensión promedio actúa sobre esta distribución.

El factor de seguridad esta entre 1.5 a 2 como apropiados e incluso mejores sin son superiores a 2.

- Overt y Duvall

$$Rp = Ri \left(0.778 + 0.222 \frac{W}{h} \right)$$

- Bieniawski

$$Rp = Ri \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right)$$

- Rp = Resistencia de Pilar (Mpa)
- Ri = Resistencia de un pilar bajo dimensiones criticas
- W = Ancho de pilar
- h = Altura de pilar
- La resistencia que tenemos en los pilares actuales son el siguiente:

$$S_p = \frac{\sigma_p}{FS}$$

$$S_p = \frac{54}{2.5} = 21.6$$

$$e = 1 - \left(\frac{\frac{2.5 \cdot 1000}{10^6} \cdot 9.8 \cdot 340}{20} \right)$$

$$e = 1 - 0.427 = 57.30 \%$$

Entonces se tiene el siguiente registro

$$S_p = \gamma \times g \times H \times \frac{(w+B) \times (L+B)}{w \times L} \text{ kpa}$$

$$\frac{S_p}{\gamma \times g \times H} = \frac{W^2 + 2wB + B^2}{W^2}$$

$$\frac{21.6}{7.35} \times W^2 = W^2 + 30 \times w + 289$$

$$1.94w^2 - 30w - 289 = 0$$

$$w = \frac{-(-30) \pm \sqrt{(-30)^2 - 4(1.94) * (-289)}}{2(1.94)}$$

$$w = 22.10 \longrightarrow w = 22 \text{ m}$$

Explotación Total de acuerdo al diseño del pilar general que se tiene en el tajeo.

- Dimensión de Pilar = 1 m
- Longitud explotada = 42 - 2 = 40 m
- Altura neta = 38 - 2 - 3 = 33 m
- Área explotada = 40 * 33 = 1 320 m²

- Área inicial = $42 * 38 = 1596 \text{ m}^2$

$$\text{Recuperación de Reserva} = 1320 / 1596 = 82.71 \%$$

2.2.4. Método de corte y relleno

Según Okubo y Yamatomi (s.f.) clasifican los métodos subterráneos y ubican el corte y relleno en la familia de “métodos soportados”, el cual es aplicable cuando la estabilidad natural no basta, en rocas de competencia moderada y de la misma forma mencionan que es el único método soportado que se presta a mecanización.

En ese sentido, cabe preciar que el método de corte y relleno ascendente, conocido también como “over cut and fill”, corresponde a una técnica de minería subterránea aplicada en yacimientos vetiformes de baja potencia, con buzamiento superior a 60° y presencia de minerales de alta ley. El cual consiste en extraer el mineral en franjas horizontales o inclinadas, iniciando desde la base del tajo y ascendiendo progresivamente (Lozano Lozano, 2015).

Se caracteriza por su alto grado de selectividad, seguridad y productividad, además de su flexibilidad, ya que permite adaptarse a variantes o combinarse con otros métodos de explotación. Lozano (2015) menciona que la mejora del método de explotación de corte y relleno ascendente requiere un aumento en la eficiencia de las operaciones unitarias de explotación, con el fin de elevar la producción y obtener mayores beneficios.

Corte y relleno mecanizado

Constituye una técnica minera flexible que emplea relleno como soporte estructural del tajo. Consiste en la extracción del mineral en secciones horizontales, que posteriormente son reemplazadas con material de relleno. La variante más difundida es

la de avance ascendente, iniciada en la base del tajo y progresiva hacia niveles superiores, con el techo reforzado mediante pernos de roca. En contraste, el procedimiento descendente se aplica desde la parte superior hacia el fondo, requiriendo un diseño más preciso del relleno para garantizar seguridad, lo que incrementa sus costos. Este último enfoque se reserva principalmente para macizos rocosos con severos problemas de estabilidad (Camm & Stebbins, 2023).

El modelo de costos considera yacimientos con vetas de fuerte buzamiento y espesores de 3,5 a 4,5 metros. Su aplicación implica perforación y voladura con equipos jumbo, extracción y acarreo del mineral mediante LHD, así como relleno con arena. El acceso adicional se asegura mediante rampas secundarias o chimeneas de ventilación. Se trata de un método de elevada inversión, empleado principalmente en minas de metales preciosos de alta ley, resultando más apropiado para depósitos angostos, de inclinación marcada y con deficiencias en las condiciones de sostenimiento (Camm & Stebbins, 2023).

Corte y relleno convencional

El corte y relleno convencional es un método de explotación subterránea selectivo que se aplica principalmente en depósitos de alta ley, con buzamiento pronunciado, geometría irregular o roca encajonante débil. Consiste en extraer el mineral por cortes o tajadas sucesivas y, después de retirar el material roto, rellenar el vacío generado con material de relleno, como roca estéril, mezcla de cemento con desmonte, relleno hidráulico o pasta cementada, con la finalidad de dar soporte a la labor y permitir la continuidad del minado. Según las Academias Nacionales de Ciencias, Ingeniería y Medicina (2023), el método de corte y relleno es altamente selectivo, adecuado para

depósitos inclinados de alta ley en roca débil, aunque suele ser más costoso que otros métodos porque las áreas explotadas deben rellenarse completamente.

Asimismo, Biały et al. (2024) señalan que la selección del método de explotación subterránea se basa en parámetros minero-geológicos del mineral y de las rocas adyacentes, como la geometría del depósito, la calidad del macizo rocoso, la continuidad, la distribución de ley y las características mecánicas de la zona mineralizada, caja techo y caja piso. En su aplicación metodológica, los autores identificaron que el método de corte y relleno obtuvo la mejor clasificación para las condiciones evaluadas, lo que evidencia la importancia de relacionar las características del yacimiento con la elección del método de explotación.

Tabla 2

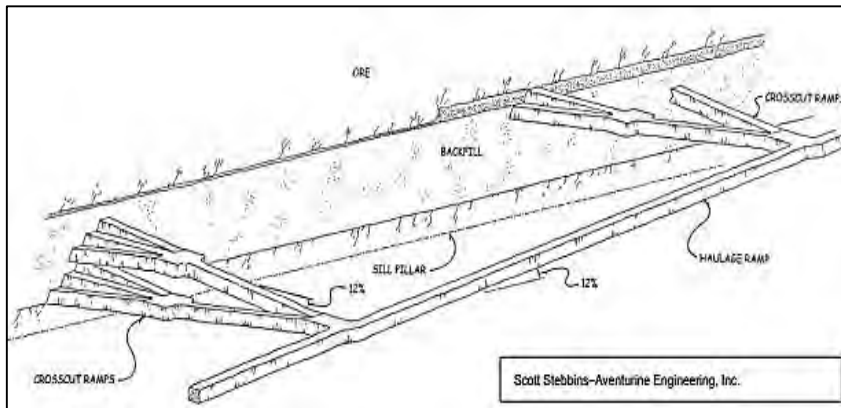
Costos simplificados para evaluación de minas de corte y relleno mecanizado

Aspecto	Detalle
Características	- Versátil, aplicable en cuerpos de mineral irregulares. - Uso de equipos móviles. - El relleno proporciona soporte. - Método selectivo. - Extracción en secciones horizontales con reemplazo por relleno.
Ventajas	- Frecuente en yacimientos empinados y estrechos. - Productividad y tasa de producción moderadas. - Alta recuperación (90–100%). - Baja dilución (5–10%). - Compatible con mecanización. - Mayor seguridad: operador y máquina expuestos en menor medida. - El mismo equipo sirve para desarrollo y explotación. - El relleno disminuye residuos superficiales.
Desventajas	- Alto costo de minería. - Operaciones de relleno aumentan costos y tiempo del ciclo. - El acceso a los rebajes para equipos mecanizados puede ser complejo. - Requiere más mano de obra que otros métodos, además de personal calificado.

Fuente: Obtenido del Manual de modelos de Costos Simplificados para Evaluación de Minas Subterráneas, de Cam y Stebbins (2023).

Figura 4

Modelo de corte y relleno (mecánico)



Fuente: Obtenido de Camm & Stebbins (2023).

Corte y relleno convencional

El método de corte y relleno ascendente convencional es una técnica de minería subterránea que permite una extracción selectiva y segura del mineral, sobre todo en vetas de geometría irregular. Consiste en extraer el mineral en secciones horizontales sucesivas y luego rellenar los espacios generados con material estéril, con el fin de conservar la estabilidad del macizo rocoso (Bustinza, 2025).

Corte y relleno tradicional

Este es un método subterráneo versátil que utiliza relleno para mantener la estabilidad del tajo. Emplea perforadoras de brazo en lugar de equipos jumbo, permitiendo la extracción en cortes horizontales que luego se rellenan. Su variante más extendida es la de avance ascendente, iniciada en la base del tajo y progresiva hacia niveles superiores, reforzando el techo con pernos de roca. En el enfoque descendente, la explotación comienza en la parte superior y desciende, requiriendo un diseño minucioso del relleno para garantizar seguridad, lo que incrementa los costos. Debido a ello, este

método se reserva principalmente para formaciones con serios problemas de sostenimiento. (Camm & Stebbins, 2023)

El modelo de costos del corte y relleno tradicional se fundamenta en vetas de fuerte buzamiento con espesores de 2,5 a 3,5 metros. El proceso comprende perforación y voladura con equipos de patas de apoyo, acarreo del mineral mediante canaletas, relleno con arena y transporte subterráneo por locomotoras diésel, complementado con rampas o chimeneas de ventilación para acceso adicional. Se trata de un método de elevada inversión, aplicado principalmente en minas de metales preciosos de alta ley, siendo más adecuado en depósitos angostos, de inclinación pronunciada y con deficiencias en las condiciones de sostenimiento.

Tabla 3
Costos simplificados para evaluación de minas de corte y relleno tradicional

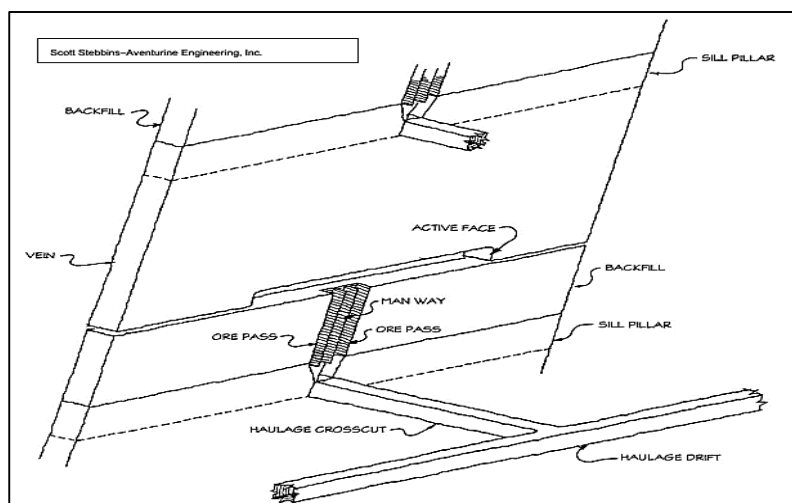
Aspecto	Detalle
Características	• Versátil, aplicable en cuerpos de mineral irregulares. • Uso de equipos móviles. • El relleno proporciona soporte. • Método selectivo. • Extracción en cortes horizontales con relleno. • Frecuente en yacimientos empinados y estrechos.
Ventajas	• Productividad y tasa de producción moderadas. • Alta recuperación (90–100%). • Baja dilución (5–10%). • Compatible con mecanización. • Mayor seguridad para operador y equipos. • El mismo equipo sirve para desarrollo y explotación. • El relleno reduce residuos superficiales.
Desventajas	• Elevado costo de minería.

-
- Operaciones de relleno incrementan costos y tiempo del ciclo.
 - Acceso complejo a los rebajes para equipos mecanizados.
 - Mayor demanda de mano de obra respecto a otros métodos
 - Requiere personal calificado.
-

Fuente: Obtenido de Manual de modelos de Costos Simplificados para Evaluación de Minas Subterráneas, Camm y Stebbins (2023).

Figura 5

Modelo corte y relleno (tradicional)



Fuente. Obtenido de Camm y Stebbins (2023).

Parámetros técnicos

Para poder realizar el método de corte y relleno se debe tomar en cuenta los parámetros de diseño técnico considerando diferentes aspectos, entre los cuales están los geológicos y geomecánicos, así también calificar cada parámetro del o los yacimientos de acuerdo al método seleccionado y aplicado.

Tabla 4*Geometría del yacimiento y distribución de leyes*

Categoría	Clasificación	Descripción
Forma	Masivo	Dimensiones similares en cualquier dirección.
	Tabular	Dos dimensiones mucho mayores que la tercera.
	Irregular	Dimensiones que varían a distancias cortas.
Potencia del mineral	Estrecha	Menor a 10 m
	Intermedia	Entre 10 y 30 m
	Potente	Entre 30 y 100 m
	Muy potente	Mayor a 100 m
Inclinación	Echado	Menor a 20°
	Intermedio	Entre 20° y 55°
	Inclinado	Mayor a 55°
Distribución de leyes	Uniforme	Ley del yacimiento constante en cualquier punto.
	Diseminado	Leyes que presentan distribución zonal.
	Errático	Leyes que cambian drásticamente de un punto a otro.

Fuente: Obtenido de Gutiérrez (2011).

Tabla 5*Clasificación de los métodos de extracción minera*

Método de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral				Inclinación			Distribución de leyes		
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento por bloques	4	2	0	(-49)	0	2	4	2	4	3	4	4	2
Cámaras por subnivel	2	2	1	2	3	4	3	2	3	2	1	3	1
Tajo por subniveles	3	4	1	(-49)	0	2	4	4	1	4	4	4	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	(-49)	0	4	1	3	3	3	3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	3	4	2	1	4	1	4	3
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	3	0	3	4	3	3	3
Leyenda	M: Masivo T: Tabular I: Irregular E: Estrecho IT: Intermedio												

P: Potente MP: Muy Potente T: Tumbado IN: Inclinado
U: Uniforme D: Diseminado ER: Errático

Fuente: Obtenido de Gutiérrez (2011).

Tabla 6

Métodos según las características geomecánicas de la zona mineral

Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	2	1	2	3	4	2	3	3
Hundimiento por bloques	4	1	1	4	4	3	0	3	3	3
Cámaras por subnivel	(-)49	3	4	0	1	1	4	0	2	4
Tajo por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	2
Cámaras almacén	1	3	4	0	3	3	4	0	2	2
Corte y relleno	3	2	2	3	2	2	3	3	2	2
Leyenda	P: Pequeña, M: Media, A: Alta, MP: Muy Pequeña, G: Grande, MG: Muy Grande									

Fuente: Obtenido de Gutiérrez (2011).

Tabla 7

Métodos según las características geomecánicas de la caja piso

Método de explotación	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	2	1	2	3	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0

Cámaras por subnivel	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Tajeo por subniveles	3	2	1	1	3	4	1	2	2	2
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	4	2	1	4	3	3	4	0	2	0
Corte y relleno	3	2	2	2	3	2	2	3	2	2
Leyenda	P: Pequeña, M: Media, A: Alta, MP: Muy Pequeña, G: Grande, MG: Muy Grande									

Fuente: Obtenido de Gutiérrez (2011).

Tabla 8

Métodos según las características geomecánicas de la caja techo

Método de Explotación	Resistencia de las rocas		Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades			
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento por bloques	2	3	3	3	1	3	3	1	3	3
Cámaras por subnivel	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Tajeo por subniveles	0	4	2	0	1	3	3	0	2	3
Cámaras y pilares	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Cámaras almacén	2	3	3	3	2	2	2	2	3	3
Corte y relleno	4	4	2	2	4	2	2	4	2	2
Leyenda	P: Pequeña, M: Media, A: Alta, MP: Muy Pequeña, G: Grande, MG: Muy Grande									

Fuente: Obtenido de Gutiérrez (2011).

Tabla 9*Significado de la valoración numérica para la selección del método minero*

Categoría	Valor
Preferido	3 a 4
Probable	1 a 2
Improbable	0
Desechado	(-) 49

Fuente: Obtenido de Gutiérrez (2011).

A partir de los atributos observados en el cuerpo mineralizado y en la roca encajante, se determina su valoración en términos numéricos. Tal procedimiento, enmarcado en el estudio de caracterización de los depósitos de oro tipo manto, adquiere relevancia práctica al vincularse directamente con la optimización de los costos operativos en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno.

2.2.5. Ciclo de minado y operaciones unitarias

El ciclo de minado en el método de corte y relleno ascendente consiste en una secuencia repetitiva de operaciones que inicia con la perforación y voladura del mineral, seguida por la remoción y acarreo del material fragmentado hacia los puntos de descarga. Una vez despejado el caserón, se instalan medidas de sostenimiento y posteriormente se procede a rellenar con material estéril o con arena hidráulica, incorporando cemento en las capas finales para consolidar el terreno. Este relleno cumple la función de estabilizar las paredes del caserón y, al mismo tiempo, servir como plataforma de trabajo para la siguiente tajada, lo que permite avanzar progresivamente hacia niveles superiores con un control efectivo de la dilución y una alta recuperación del mineral (Atlas Copco, 2007).

Figura 6

Ciclo del minado



Fuente: Elaboración propia, basada en las operaciones unitarias del ciclo de minado.

1) Perforación

Dentro del ciclo de explotación por corte y relleno ascendente, la perforación constituye una de las primeras etapas operativas, ya que permite fragmentar el mineral mediante taladros estratégicamente dispuestos en el frente de trabajo. Estos orificios son cargados con explosivos para ejecutar la voladura, generando la rotura del material y facilitando su posterior limpieza y acarreo. La disposición de los taladros puede adaptarse a las variaciones de la mineralización observada en el caserón, lo que favorece una explotación más selectiva y con menor dilución, garantizando así un mejor aprovechamiento del yacimiento (Atlas Copco, 2007).

Antes de la perforación debe realizarse el desatado de rocas como medida preventiva de seguridad. Esta labor consiste en verificar las condiciones del techo, hastiales y frente de trabajo, con el fin de retirar o controlar rocas sueltas que puedan

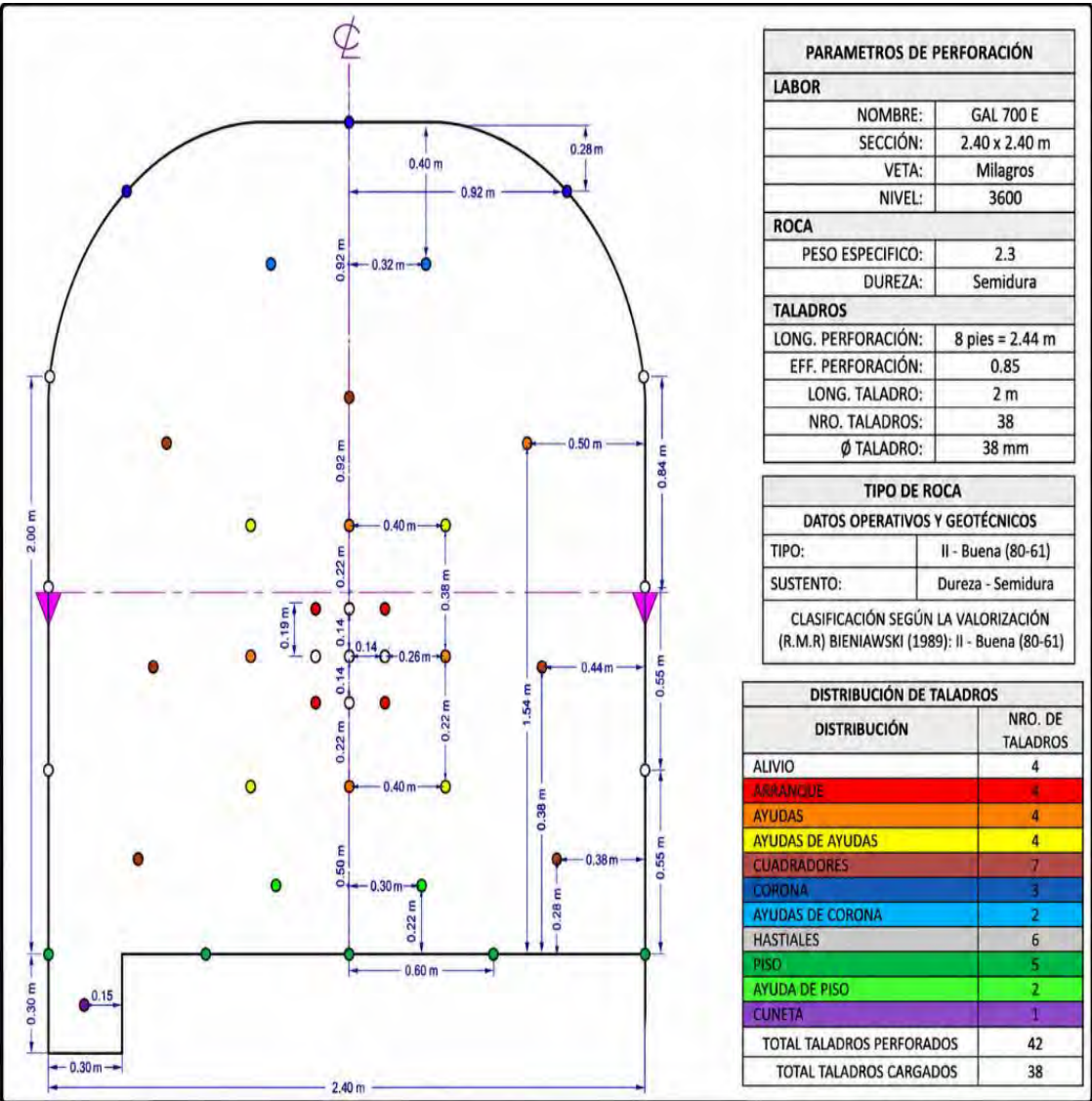
generar desprendimientos durante la perforación o después de la voladura. En ese sentido, el desatado no se considera una etapa productiva independiente, sino una actividad de control geomecánico y seguridad que acompaña el ciclo de minado, especialmente en labores subterráneas donde la estabilidad del macizo rocoso condiciona el avance seguro de la explotación. Según el Ministerio de Energía y Minas (MINEM, 2016) en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, el desatado debe efectuarse antes, durante y después de la perforación, así como antes y después de la voladura.

En ese sentido, la perforación en todas las labores se realiza de forma convencional usando perforadoras neumáticas Jack Leg, abastecidas mediante compresoras, se usa juego de barrenos iniciando con el de 3 pies (patero), pasando al de 5 pies (pasador) y terminado con el de 8 pies (seguidor).

En las galerías la malla de perforación está conformados por 23 taladros adecuadamente distribuidos, el arranque es mediante corte quemado con un taladro de alivio como se detalla en la siguiente imagen.

Figura 7

Tablero de alivio



Fuente: Elaboración propia.

2) Voladura

Según menciona Atlas (2007) la etapa de voladura en el método de corte y relleno ascendente constituye un proceso esencial dentro del ciclo de minado, pues permite la fragmentación controlada del mineral previamente perforado. Los taladros son cargados con explosivos y dispuestos de manera que el material fracturado tenga un espacio de expansión en la parte inferior del caserón, lo que facilita su desplazamiento y posterior

limpieza. Esta práctica no solo asegura una adecuada liberación del mineral, sino que también posibilita un mayor control en la explotación, ya que el patrón de disparo puede ajustarse según las variaciones de la mineralización observadas directamente en el frente de trabajo, reduciendo la dilución y favoreciendo una extracción más selectiva.

Para realizar la voladura se utiliza como explosivo de carga de columna emulsión encartuchada, utilizándose en los taladros de arranque Emulnor 3000 y en el resto de taladros Emulnor 1000. Como iniciador se utiliza el sistema Carmex conformado por un fulminante común N° 8, fijado herméticamente a una mecha de seguridad y a un conector, este conector está diseñado para fijarse a una mecha rápida mediante un block de sujeción.

Figura 8

Explosivos de carga para voladura



Fuente: Imagen propia.

Ventilación

Mejía et al. (2020) mencionan que la ventilación constituye un componente esencial para garantizar la seguridad y el rendimiento de las labores. Su función principal es evacuar los gases generados durante la voladura, controlar el polvo en suspensión y mantener condiciones térmicas adecuadas para el personal. Para ello se utilizan

chimeneas estratégicamente dispuestas, mangas de ventilación y turbinas que permiten conducir aire fresco hacia los frentes de trabajo y extraer el aire contaminado. Un sistema correctamente diseñado asegura caudales suficientes para atender a trabajadores, equipos y consumo de explosivos, lo que reduce los tiempos de despeje y eleva la productividad de la operación minera.

En sentido, la primera etapa del proyecto se realizó mediante ventilación natural, aprovechando que el yacimiento se encuentra situado en una montaña, donde la diferencia de altitud existente entre los niveles genera una diferencia en presión y temperatura, originando una corriente de aire que ingresa, recorre las labores y sale de la mina. Actualmente el sistema de ventilación está conformado por ventiladores axiales los cuales proporcionan aire fresco al interior de la mina por medio de mangas de ventilación, cuyas características técnicas se detalladas a continuación.

Desatado

El desatado de rocas, también conocido como desquince o scaling, es una actividad preventiva en minería subterránea que consiste en identificar y retirar rocas sueltas, fracturadas o inestables ubicadas en el techo, hastiales y frente de trabajo. Su finalidad es reducir el riesgo de desprendimientos y asegurar condiciones seguras antes de continuar con la perforación, voladura, limpieza, carguío o sostenimiento; por ello, Flores et al. (2017) señalan que la detección temprana de rocas sueltas después de la voladura es esencial para proteger la seguridad de los trabajadores.

Asimismo, el desatado manual se realiza con barretillas metálicas de diferentes longitudes, seleccionadas según la altura, sección y accesibilidad de la labor minera. Flores et al. (2017) indican que estas herramientas pueden medir entre 1.20 m y 3.70 m, rango dentro del cual se ubican las barretillas de 4, 5 y 6 pies; además, Torres (s.f) precisa

que el desate manual debe ser ejecutado por personal autorizado y capacitado, como parte del control geomecánico y de seguridad en labores subterráneas.

Figura 9

Desatado de rocas en galería subterránea



Fuente: Imagen propia.

Figura 10

Fotografía de ventilador y manga de ventilación



Fuente: Imagen propia.

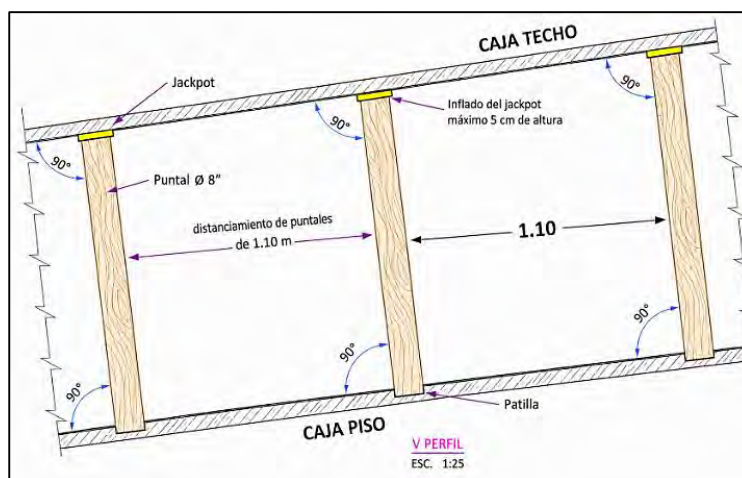
Tabla 10*Características técnicas de los ventiladores*

VENTILADOR	POTENCIA DE MOTOR (HP)	CAUDAL (CFM)	CANTIDAD	Ø MANGA DE VENTILACIÓN (PULG)
Principal	20	20 000	01	30
Secundarios	7.5	7 000	03	20

Fuente: Obtenido del Área de Planeamiento e Ingeniería – Cía. Minera Agregados Calcáreos S.A.

Sostenimiento y Relleno

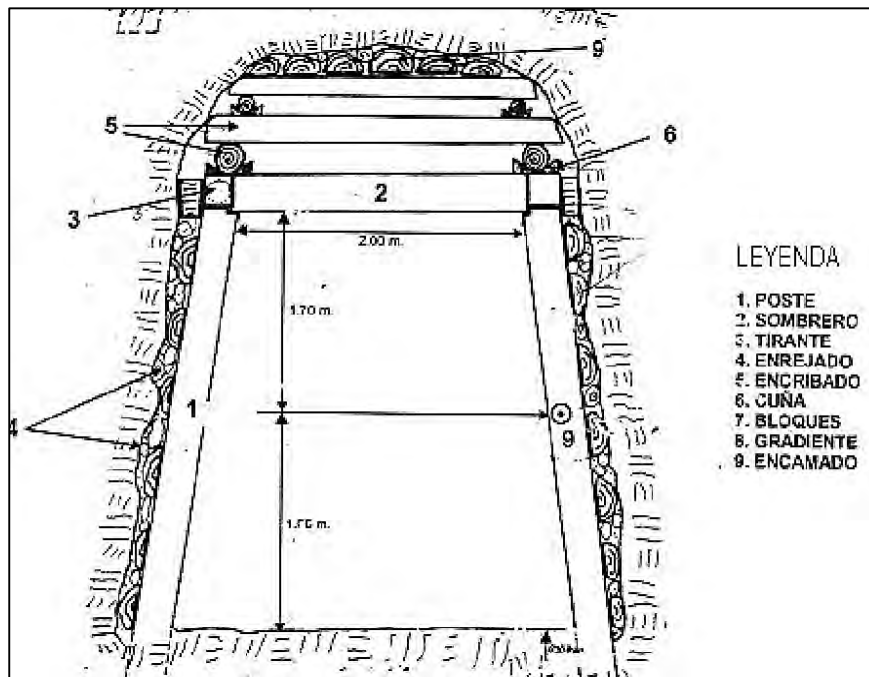
La madera es utilizada como principal elemento de sostenimiento en las labores subterráneas. En las galerías se utilizan puntales de seguridad, instalados con una separación aproximada de 1.10 m de luz a luz, junto con sus elementos complementarios. En los tajeos, el sostenimiento se realiza mediante puntales de madera, reforzados con jackpot y guardacabezas. El jackpot funciona como un dispositivo de sostenimiento activo, ya que se infla con agua a presión y permite que el puntal actúe de inmediato sobre la roca. Además, el relleno utilizado es detrítico, aprovechando el desmonte generado durante la explotación minera.

Figura 11*Sostenimiento y relleno*

Fuente: Elaboración propia.

Figura 12

Sostenimiento con cuadros de madera



Fuente: Obtenido de Mamani (2018).

3) Acarreo y limpieza

En el método de corte y relleno ascendente, la fase de acarreo y limpieza constituye una operación fundamental del ciclo minero, ya que asegura la continuidad del proceso y el aprovechamiento adecuado del mineral. Después de la voladura, el material arrancado se transporta mediante carretillas a través de las chimeneas de trasiego hasta las tolvas, desde donde se conduce a superficie por medio de locomotoras para su posterior trituración. En cuanto al estéril, una parte se deja en el mismo caserón como relleno para nivelar el piso y posibilitar nuevas perforaciones, mientras que el excedente generado por el esponjamiento se extrae hacia los echaderos designados. Esta dinámica garantiza un manejo eficiente tanto del mineral como de los desechos, reduciendo tiempos operativos y facilitando la progresión ordenada de la explotación, Mejía et al. (2020).

En el presente proyecto, para la limpieza del material fragmentado de los tajeos se utiliza carretillas tipo buggy, llevando la carga a los chutes o echaderos para posteriormente acumularlos en el nivel inferior, donde son cargados con pala neumática a carros mineros tipo U-35 o carros mineros tipo Z-20, para ser acarreados de forma manual hasta una cancha de almacenamiento.

Figura 13

Fotografía de acarreo de mineral con carrito minero



Fuente: Imagen propia.

Selección y transporte de Mineral

El Material económico es acumulado en una cancha de almacenamiento donde será clasificado de acuerdo a su calidad, lavado y transportados por medio de tráileres de 50 TM de capacidad a la planta Acsa Dos ubicada en el distrito de Los Olivos - Lima para su posterior beneficio y comercialización.

2.2.6. Evaluación de costos operacionales

La evaluación de costos operacionales en la explotación por corte y relleno ascendente consiste en determinar de forma detallada los gastos que intervienen en la operación subterránea. En ese sentido Camm y Stebbins (2023) manifiestan que este

análisis considera la mano de obra, los materiales y suministros, así como el uso y mantenimiento de equipos, incluyendo repuestos, combustibles, lubricantes, energía y neumáticos. Asimismo, incorpora los costos de supervisión y administración en la mina, los beneficios sociales e impuestos laborales, el desarrollo previo y de superficie, la adquisición e instalación de equipos e infraestructuras, los honorarios de ingeniería y gestión de construcción, el capital de trabajo y las contingencias necesarias para cubrir eventualidades.

Por otro lado, en los modelos de explotación subterránea, el diseño de accesos contempla siempre al menos dos rutas. En operaciones menores a 4000 toneladas diarias, se emplea una excavación principal (pozo o galería) complementada con una secundaria (chimenea), que asegura la ventilación y una vía alterna de ingreso o salida. En minas de mayor escala, el acceso se establece mediante dos excavaciones principales y al menos una secundaria, incorporándose elevaciones adicionales a lo largo de la vida útil para optimizar el flujo de aire y garantizar rutas de evacuación seguras (Camm & Stebbins, 2023).

2.3.DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- **Depósitos de oro:** Concentraciones naturales de oro en rocas o estructuras geológicas que alcanzan tamaño, continuidad y ley suficientes para tener potencial de extracción económica, generalmente asociadas a controles litológicos, estructurales y procesos hidrotermales (Department of Geology and Mines, 2023).
- **Costos operativos:** Conjunto de gastos necesarios para mantener una operación minera en funcionamiento, incluyendo minado, procesamiento, administración, energía, mano de obra, suministros, transporte y otros servicios requeridos para

producir y sostener la operación (Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, 2022).

- **Geología:** Ciencia interdisciplinaria que estudia la Tierra, sus materiales, estructuras, procesos y evolución, proporcionando la base para reconocer rocas, estructuras y yacimientos, así como las condiciones que controlan la formación y explotación de recursos minerales (Panchuk, 2024).
- **Mineralogía:** Rama de las geociencias que estudia la química, la estructura cristalina y las propiedades físicas de los minerales, con fines de identificación, clasificación e interpretación de su comportamiento dentro de una roca o depósito (Department of Geology and Mines, 2023).
- **Litología:** Descripción y clasificación del tipo de roca o sedimento a partir de sus características físicas observables, como composición, textura, estructura, color y tamaño de grano, útiles para distinguir unidades geológicas y modelar yacimientos (Zhenhao et al., 2025).
- **Mineralización:** Proceso geológico mediante el cual los minerales, especialmente metálicos, se concentran y precipitan en una roca o estructura, generalmente por acción de fluidos hidrotermales, magmatismo o controles estructurales, formando zonas con interés económico (Ho, 2024).
- **Mineral:** Sustancia natural formada por procesos geológicos, con composición química definida o rango composicional característico, estructura interna ordenada y propiedades físicas identificables; en minería, incluye materiales con valor económico que pueden extraerse del subsuelo (Department of Geology and Mines, 2023).

- **Perforación:** Excavación de barrenos u orificios en el macizo rocoso mediante herramientas manuales o máquinas, con fines de exploración, muestreo, sostenimiento o preparación de la voladura en labores mineras (Department of Geology and Mines, 2023).
- **Voladura:** Proceso de fragmentación de roca mediante el uso controlado de explosivos en barrenos perforados, incluyendo carguío, amarre, detonación y control de riesgos para obtener el tamaño de material requerido por la operación minera (MinEx, 2023).
- **Extracción:** Etapa operativa en la que el mineral es removido del macizo rocoso y trasladado desde el frente de trabajo hacia puntos de carga, transporte o superficie, mediante métodos y equipos definidos por el sistema de minado (Cánovas et al., 2023).
- **Minado:** Conjunto de labores y operaciones destinadas a desarrollar, preparar, arrancar, cargar y transportar el mineral, aplicando un método de explotación seleccionado según la geometría del yacimiento, la estabilidad del macizo y los objetivos productivos (Cánovas et al., 2023).

2.4. HIPÓTESIS Y VARIABLES

2.4.1. Hipótesis General

Los costos operativos mejorarán significativamente mediante la caracterización de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno.

2.4.2. Hipótesis Específicas

H.E.1. La caracterización geológica y geomecánica en el cambio de buzamiento de los mantos influirá significativamente en la viabilidad técnica de los métodos de

explotación de cámaras y pilares frente a el método de corte y relleno en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

H.E.2. La aplicación del método de corte y relleno ascendente generará un menor costo operativo unitario que cámaras y pilares para los distintos tipos de manto explotados en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

H.E.3. La selección del método de explotación adecuado, según la caracterización del manto mejorará significativamente la eficiencia operativa en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

2.5. VARIABLES DE ESTUDIO

2.5.1. Identificación de variables

- Variable independiente: Caracterización de los depósitos de oro tipo manto
- Variable dependiente: Costos operativos.

2.5.2. Cuadro de operacionalización de variables

Tabla 11

Operacionalización de variables

CARACTERIZACIÓN DE LOS DEPOSITOS DE ORO TIPO MANTO PARA MEJORAR LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD MINERA ANA MARIA - LA RINCONADA PUNO			
Variables	Dimensiones	Indicadores	Unidad de medida
Variable Independiente: Caracterización de los depósitos de oro tipo manto	Geológica	– Litología	• Tipo de litología: grises finos silíceos, esquistos oscuros, cuarzo, cinérites, cuarcita, pizarra y cuarzo lechoso/ahumado/gris. ▪ Tamaño del grano de la roca: milímetros (mm) o micrómetros (μm).
		– Estructura geológica	• Tipo de estructura geológica: manto, falla, fractura, veta, filón o cuerpo irregular ▪ Orientación de estructuras geológicas: – Rumbo: grados sexagesimales (°). – Buzamiento: grados sexagesimales (°). – Persistencia de la discontinuidad: metros (m). – Apertura de fracturas o discontinuidades: milímetros (mm) o centímetros (cm). – Densidad de fracturamiento: N° de fracturas entre metros (N°. de fracturas/m).
		– Tipo y distribución de mineralización	• Distribución de mineralización según zona o tramo evaluado. – Ley de metales base para: Cobre (% Cu) y Oro (Au en gramos y onzas) ▪ Área mineralizada: metros cuadrados (m²).

		▪ Volumen de mineralización: metros cúbicos (m³). ▪ Tonelaje de mineralización: toneladas métricas (t).
Mineralógica	– Contenido y ley del mineral: Oro libre o asociado, sulfatos asociados, minerales de ganga y alteración hidrotermal – Betas angostas (corte y relleno) – Mantos (cámaras y pilares)	• Ley de oro en g/t Au • Tipo de mineral asociado: oro libre u oro nativo en partículas finas y agregados irregulares y oro asociado a sulfuros, principalmente arsenopirita y pirrotita. • Presencia de sulfuros: pirita, pirrotita, arsenopirita, galena y calcopirita; además de capas o lentes de sulfuros masivos con facies ricas en arsenopirita y pirrotita. • Minerales de ganga y alteración hidrotermal.
Estructural	– Rumbo del manto – Buzamiento del manto – Potencia del manto mineralizado – Continuidad del cuerpo mineralizado	• Rumbo en grados (°) • Buzamiento en grados (°) • Potencia del manto en metros (m) • Continuidad del cuerpo mineralizado en metros (m).
Geomecánica	– Clasificación geomecánica del macizo rocoso: calidad; resistencia/dureza de la roca; estabilidad y necesidad de sostenimiento.	• RMR: Clasificación de resistencia según golpes con picota o martillo geológico; condición de estabilidad; requerimiento de sostenimiento y control geomecánico. – RQD del macizo rocoso (%) – GSI: índice adimensional de 0 a 100. – Q de Barton: índice adimensional, con valores aproximados entre 0,001 y 1 000. – RMR del macizo rocoso: Puntaje RMR – Resistencia de la roca intacta: MPa
Método de explotación		
	– Costos de minado:	• Perforación: dólares por metro (USD/m)

Variable Dependiente: Costos operativos	Costo de extracción minera	Perforación Voladura Extracción	• Voladura: dólares por metro (USD/m) • Extracción: dólares por tonelada (USD/t)
	– Otros:	Sostenimiento Carguío Transporte	• Sostenimiento: dólares por metro (USD/m) • Carguío: dólares por tonelada (USD/t) • Transporte: dólares por tonelada (USD/t)
	Costos de procesamiento de mineral	– Costos de procesamiento: Trituración, molienda, concentración	• Trituración: dólares por tonelada (USD/t) • Molienda: dólares por tonelada (USD/t) • Concentración: dólares por tonelada (USD/t). • Otros: según ratio y uso de materiales en dólares (USD)
	Costo de gastos generales	– Costos unitarios totales: Por metro avanzado, por tonelada extraída y costo total por tonelada.	• Costo por metro avanzado (USD/m) • Costo por tonelada extraída (USD/t) • Costo total por tonelada procesada (USD/t).

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO III

III. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. Tipo de la Investigación

Según Ñaupas (2014), el enfoque analítico en la investigación se refiere a un tipo de estudio que no solo se limita a describir hechos o fenómenos, sino que busca descomponer sus componentes, examinarlos minuciosamente e interpretarlos a fin de establecer relaciones significativas. Es decir, permite estudiar con profundidad las partes que conforman un todo, y a través de ese análisis se llega a comprender su estructura y funcionamiento. De esta forma, el tipo analítico va más allá de lo descriptivo, ya que se centra en el examen crítico de las variables y sus interacciones.

3.1.2. Nivel de la investigación

Sampieri et al. (2018) señalan que el nivel descriptivo de una investigación tiene como finalidad principal responder al porqué de los fenómenos o situaciones observadas. A diferencia del nivel descriptivo o correlacional, el explicativo busca identificar las causas que originan un evento o una relación entre variables, formulando hipótesis y comprobándolas empíricamente. Este tipo de estudios permite construir modelos causales que explican con claridad la relación de influencia de una variable sobre otra.

3.1.3. Diseño de investigación

De acuerdo con Sampieri et al. (2022), un diseño no experimental se caracteriza porque el investigador no manipula intencionalmente las variables independientes, sino que observa los fenómenos tal como ocurren en su contexto natural. En este tipo de diseño, los datos se recolectan sin intervenir directamente en el objeto de estudio, lo que

permite identificar relaciones existentes entre variables, pero sin establecer causalidad directa. Es común en estudios sociales, educativos y ambientales donde no es viable ni ético alterar las condiciones del fenómeno observado.

3.1.4. Enfoque de la investigación

El enfoque cuantitativo, según Sampieri et al. (2022), se fundamenta en la recolección y análisis de datos numéricos con el fin de probar hipótesis, establecer patrones y generalizar resultados. Utiliza instrumentos de medición estructurados, como encuestas, cuestionarios o matrices de observación, y emplea el análisis estadístico como herramienta principal para validar los hallazgos. Este enfoque se orienta a explicar, predecir y controlar fenómenos a partir del manejo de variables medibles.

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN

3.2.1. Población

La población de estudio estuvo conformada por todas las labores subterráneas activas y accesibles en la Unidad Minera Ana María, en las que se realiza explotación aurífera tipo manto, así como los documentos técnicos y reportes geológicos que describen dichas labores, incluyendo información sobre perforación, voladura, estructuras y características mineralógicas (Hernández et al., 2014).

3.2.2. Muestra

Se realizó un muestreo no probabilístico por conveniencia, seleccionando aquellas galerías, tajeos y frentes de trabajo que estén activamente explotados y accesibles en el momento de la investigación, así como informes técnicos relevantes emitidos por geólogos o ingenieros de la unidad minera.

3.3. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.3.1. Técnicas

La recolección de los datos se realizó a partir de la observación directa y revisión documentaria del área de producción y datos del campo ejecutados; una vez recolectado los datos, estos fueron procesados de acuerdo a la caracterización del yacimiento y los métodos de minado, así como la evaluación de los costos que se plantearon en la investigación, para obtener los resultados pertinentes para el análisis de datos.

- **Observación directa:** Permitió registrar visual y técnicamente la morfología de los mantos, estructuras geológicas, calidad de roca y estado de las labores mineras. Es ideal para estudios geomecánicos y análisis estructurales in situ.

“La observación directa es una técnica que permite captar información relevante del entorno, a través de los sentidos, sin intervención del observador en los hechos que estudia” (Tamayo, 2009).

- **Análisis documental:** Revisión de planos, informes de geología, reportes de perforación y voladura, registros de costos operativos y producción histórica.

“El análisis documental permite recolectar información contenida en fuentes escritas, visuales o digitales, contribuyendo a contextualizar y complementar la investigación” (Guevara, 2019).

3.3.2. Instrumentos de recolección de información

Los instrumentos utilizados para la recolección de los datos, fueron netamente las especificaciones de los métodos de explotación, y los reportes de diseños de perforación, voladura y extracción del mineral. La recolección de datos se realizó de acuerdo a la naturaleza del estudio, según las posibilidades de acceso a esta data, teniendo en cuenta

el tamaño de la población, los recursos con los que se cuente y la oportunidad para la obtención de los datos. Estos fueron recolectados según el análisis de datos y la observación no experimental.

- **Ficha técnica de campo:** Fue un documento estructurado utilizado para el registro sistemático de datos técnicos como tipo de roca, buzamiento, potencia del manto, estructuras de control, condiciones del macizo rocoso, etc.

Según Manrique y Sanbom (2021), las fichas técnicas son instrumentos fundamentales “para el registro preciso de variables en investigaciones aplicadas, especialmente en minería, geotecnia y geología”.

- **Análisis datos:** Esta técnica de la obtención de datos se realizó de la fuente primaria del cual se recolectará las variables de interés para la presente investigación.

3.3.3. Procedimiento de datos

Para el análisis de los datos, se evaluaron los datos, tanto estos fueron desarrollados gráficamente para identificar las tendencias y los patrones que de algún modo no estaría claros. Para el caso de la investigación se utilizó hojas de cálculos Excel – Ms Office, diseño de planos en AutoCAD, para analizar los datos recolectados.

3.4. COSTOS DE CAMARAS Y PILARES, CORTE-RELLENO ACCEDENTE

3.4.1. Desarrollo tecnológico y operacional

A continuación, se presenta el desarrollo del análisis referido a la optimización de los costos operativos en el cambio del método de explotación de cámaras y pilares al método de corte y relleno ascendente en la Unidad Minera Ana María, ubicada en La Rinconada, Puno. Para ello, se describen las condiciones operativas, los factores que

inciden en los costos de explotación y la necesidad de evaluar un método alternativo que permitiera mejorar la eficiencia productiva, reducir limitaciones operacionales y fortalecer la sostenibilidad económica del proceso minero.

3.4.2. Método de explotación por cámaras y pilares

El método de explotación por cámaras y pilares se emplea principalmente en yacimientos subterráneos tabulares, de potencia regular y con disposición horizontal o ligeramente inclinada. Consiste en extraer el mineral mediante cámaras, dejando pilares de roca que actúan como soporte del techo y garantizan la estabilidad de la labor minera. El diseño de estos pilares depende de la resistencia del macizo rocoso, la orientación de las discontinuidades, los esfuerzos del terreno y las condiciones geológicas del depósito. Por ello, este método resulta adecuado para operaciones donde se requiere estabilidad, selectividad moderada y posibilidad de mecanización (Herrera, 2020).

En la mina La Rinconada, el método de explotación aplicado en las distintas labores es el de cámaras y pilares convencional con circado, técnica elegida en función del buzamiento de los mantos, que varía entre 0° y 25°. La elección de este método responde a condiciones geológicas específicas, ya que diversos factores influyen en su implementación: la estabilidad del macizo rocoso, la evaluación económica de los mantos, la presencia de fallas, la naturaleza del material estéril, entre otros elementos particulares de cada zona de trabajo.

Este sistema consiste en seguir el rumbo del manto o filón aurífero ubicado en la caja techo o caja piso, desbrozando mediante tajeos la pizarra encajonante hasta dejar expuesto el manto. Esta operación genera una pequeña capa de pizarra residual denominada “circa de mineral”. Posteriormente, se realizan taladros paralelos al plano del manto, los cuales son disparados para liberar los minerales de cuarzo y oro. Este

método resulta especialmente adecuado para los trabajos mineros de la zona, aplicándose con mayor frecuencia en aquellas áreas donde las labores de exploración han identificado leyes altas de mineral.

Su aplicación se fundamenta en el análisis de factores técnicos clave, tales como:

- Estabilidad del macizo rocoso.
- Dureza del mineral.
- Discontinuidades geológicas.
- Forma y tamaño de los pilares.

Garantizando así una explotación segura y eficiente en función de las condiciones estructurales del yacimiento.

Estabilidad del macizo rocoso

La evaluación de la estabilidad del macizo rocoso constituye una etapa fundamental en el diseño y aplicación de métodos de explotación subterránea. Esta etapa implica el análisis de las propiedades geomecánicas del macizo, considerando criterios de clasificación ampliamente reconocidos como los propuestos por Bieniawski, Barton, Hoek y Marinos. No obstante, la aplicación completa de estos sistemas suele verse limitada por la falta de infraestructura especializada, como laboratorios de mecánica de rocas y equipos de ensayo in situ (Hack & Huisman, 2002).

En contextos operativos con recursos técnicos restringidos, se recurre a métodos prácticos y empíricos, como la prueba de resistencia a la compresión de la roca intacta, utilizando herramientas manuales como la picota o el martillo geológico. Esta evaluación permite identificar el tipo de roca predominante en el yacimiento, siendo las más frecuentes en la zona las pizarras, cuarcitas y, en menor proporción, lutitas. Con base en

estos datos, se elabora un análisis geomecánico preliminar, útil para tomar decisiones respecto al sostenimiento, diseño de pilares y aplicación segura del método de cámaras y pilares en las labores subterráneas:

Tabla 12

Prueba de la resistencia de la roca al golpe del martillo geológico

Clasificación de la resistencia	Descripción
Resistencia muy alta	Solo se astilla con varios golpes de la picota.
Resistencia alta	Se rompe tras varios golpes de la picota.
Resistencia media	Se rompe con 1 a 3 golpes de la picota.
Resistencia baja	Se indenta superficialmente con la punta de la picota.
Resistencia muy baja	Se indenta profundamente con la punta de la picota.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 13

Resistencia de la roca frente al martillo de geólogo o picota

Clase	Descripción	Criterio de campo	Resistencia a compresión uniaxial (MPa)
R1	Roca muy débil	Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo de geólogo; puede desconcharse con una navaja.	1.0–5.0
R2	Roca débil	Puede desconcharse con dificultad con una navaja; se pueden hacer marcas profundas golpeando con la punta de la picota.	5.0–25
R3	Roca de resistencia media	No se puede rayar o desconchar con una navaja; las muestras se rompen con un golpe firme de la picota.	25–50
R4	Roca dura	Se necesita más de un golpe de la picota para romper la muestra.	50–100
R5	Roca muy dura	Se necesitan muchos golpes de la picota para romper la muestra.	100–250
R6	Roca extremadamente dura	Solo se pueden romper pequeñas esquirlas de la muestra con la picota.	>250

Fuente: Elaboración propia

Preparación de cámaras y pilares

El diseño de pilares en operaciones subterráneas de minería artesanal se basa en criterios prácticos que se adaptan a las condiciones geológicas y estructurales del yacimiento. En la empresa CENZACONT, este proceso se inicia con el reconocimiento de la calidad de la roca y la evaluación del macizo rocoso, a partir de lo cual se definen los parámetros para el dimensionamiento de los pilares. Los factores considerados más relevantes para esta etapa incluyen: la resistencia a la compresión simple de la roca, la potencia de la mineralización, la presencia de fallas geológicas y la estabilidad de la caja techo.

Una vez analizados estos elementos, se procede con la ejecución de las galerías de preparación, las cuales presentan una sección típica de 2.20 metros de ancho por 1.80 metros de alto. Los bloques de explotación son dimensionados en unidades de 25 metros por 30 metros, buscando garantizar un equilibrio adecuado entre recuperación del mineral y seguridad estructural durante todo el ciclo de explotación.

Criterios para la determinación de los pilares

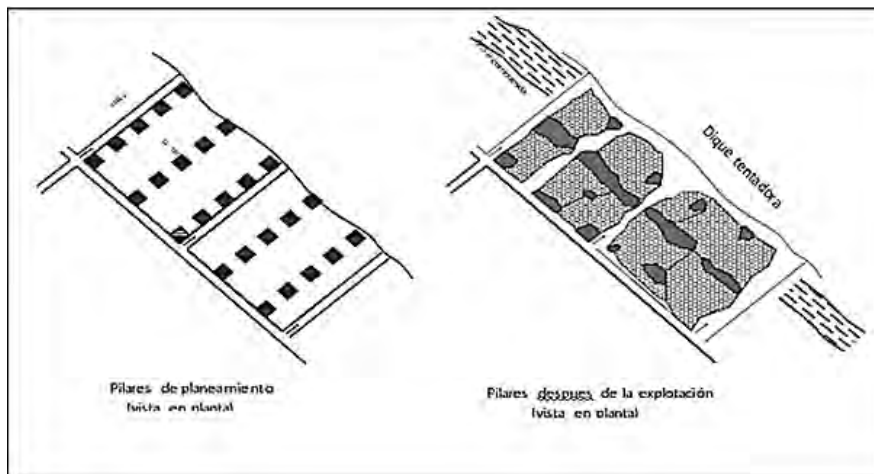
La determinación de los pilares en minería subterránea está directamente vinculada a la calidad del macizo rocoso, evaluada mediante parámetros geomecánicos como el RMR, RQD, GSI y Q de Barton, además de la evaluación económica de las leyes del mineral y la potencia del manto. En yacimientos donde las leyes auríferas presentan variabilidad significativa y el espesor del manto no es constante, es frecuente que las cajas encajonantes se aproximen o se junten, lo que condiciona la planificación de las labores. En este contexto, los pilares se diseñan tomando como referencia dimensiones mínimas de $3,0 \times 3,0$ metros; sin embargo, su ancho, longitud y altura deben verificarse y ajustarse

según la clasificación geomecánica y las condiciones estructurales del macizo rocoso, adoptando formas cuadradas o circulares según las condiciones estructurales y operativas.

Durante la etapa de planeamiento minero, se definen las cámaras a ser explotadas y los pilares a conservar, decisión que depende de las leyes de oro identificadas en las labores de preparación. En muchas ocasiones, los pilares no siguen un patrón uniforme, sino que se disponen de manera aleatoria y puntual, técnica que en el ámbito minero se conoce como “cámaras con pilares ocasionales” *open stope with random pillars*. Esta modalidad permite adaptar el diseño al comportamiento real del mineral y al entorno geomecánico, buscando una relación eficiente entre recuperación económica y estabilidad del terreno. Luego de la explotación, estos espacios pueden ser rellenados con desmonte reforzado, utilizando puntales y muros de contención (pircado) para garantizar la seguridad estructural remanente.

Figura 14

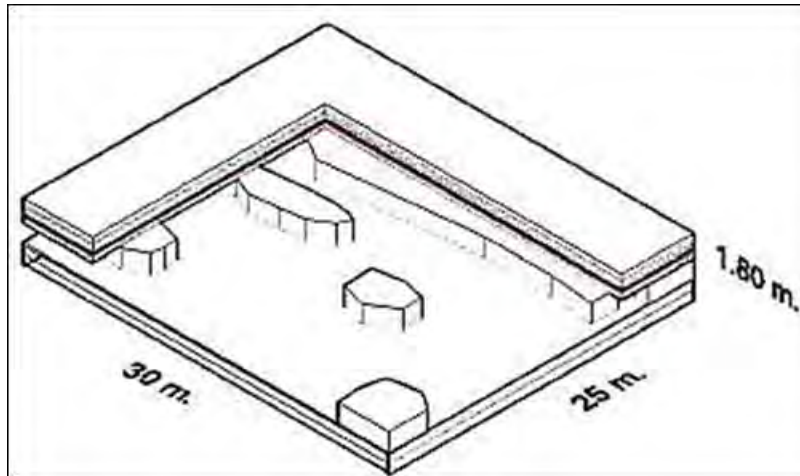
Pilares durante y después de la explotación



Fuente: Elaboración propia.

Figura 15

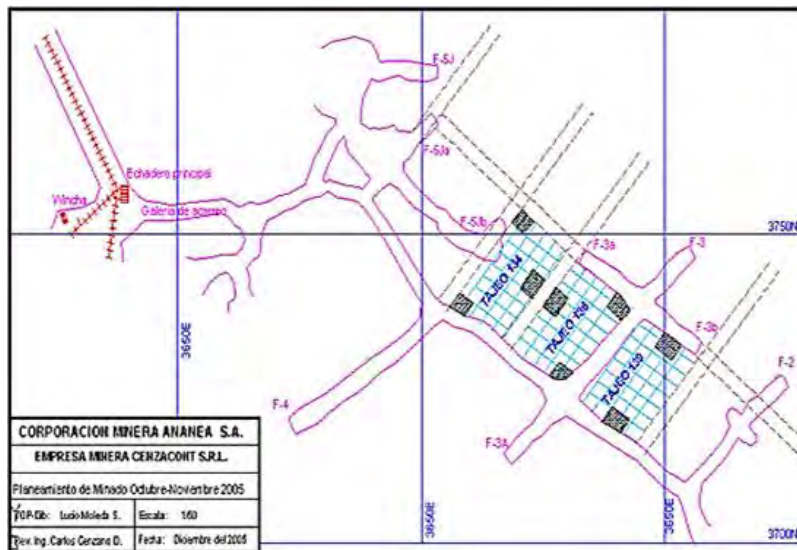
Block de explotación con cámaras y pilares ocasionales



Fuente: Elaboración propia.

Figura 16

Planeamiento de minado cámaras y pilares



Fuente: Obtenido del Área de Planteamiento según datos Geológicos y Topográficos de la minera ANANEA La Rinconada (2025).

Ciclo de minado

El ciclo de minado en la operación subterránea de la empresa CENZACONT S.R.L. se desarrolla siguiendo una planificación anual que contempla las actividades

fundamentales del proceso extractivo, tales como la preparación, explotación y exploración. Las operaciones se ejecutan en coordinación con las empresas contratistas responsables de cada fase. El material estéril resultante de las voladuras en los frentes de trabajo es evacuado de manera artesanal mediante el uso de carretillas, palas y picos, trasladándose hacia los echaderos y chutes de almacenaje ubicados en las galerías principales. Posteriormente, el acarreo del material hacia superficie se efectúa mediante carros mineros tipo U35 sobre rieles, que transportan el mineral a través de rampas e inclinados conectados a distintos niveles de la mina, equipados con winches de izaje eléctricos de diversas potencias.

Todo el material extraído converge en la galería principal Oropesa, desde donde se traslada hasta el echadero en superficie, así como el tratamiento del mineral en la planta concentradora:

- Perforación.
- Voladura.
- Ventilación.
- Desate de rocas.
- Sostenimiento.
- Acarreo y transporte de estéril.
- Tratamiento en planta concentradora.

Cabe precisar que, en esta etapa del proceso, no se considera aún la evaluación de cuerpos mineralizados del tipo *mini stockwork*, ya que las actividades de explotación han estado orientadas principalmente a la recuperación de mantos filoneanos auríferos, sin un enfoque previo en la caracterización detallada de estos cuerpos mineralizados.

Operaciones unitarias

- **Perforación**

Los procesos de perforación en la empresa CENZACONT SRL. Corresponde a la ejecución de diferentes frentes de perforación, como los frentes de preparación, frentes de explotación y los frentes de exploración, los equipos de perforación que se utiliza son perforadoras manuales y compresoras estacionarias y accesorios de perforación.

- Perforadora manual Hack Leg Atlas CoopcoBBC34W, 7 unidades.
- Compresoras eléctricas estacionarias Atlas Coopco GA50,
- Compresoras eléctricas estacionarias Atlas Coopco GA55 (2 unidades)
- Compresoras eléctricas estacionarias Atlas Coopco GA75, 1 unidad
- Barrenos hexagonales cónico de 4-5-6 pies
- Broca de insertos de Ø38mm. y Ø 41mm.

Características técnicas de las perforadoras BBC-34W

Tabla 14

Características técnicas de las perforadoras

Característica	Valor
Peso	31 kg
Longitud	775 mm
Consumo de aire	186 cfm
Frecuencia de impacto	2280 gpm
Diámetro del pistón	80 mm
Longitud de carrera	70 mm
Presión de aire	87 psi

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 15*Características de trabajo de compresoras*

MODELO	PRESION	CAPACIDAD	POTENCIA	PESO
Atlas Copco	psi.	cfm.	kw.	kg.
GA 75	116	496	75	1600
GA55	109	337	55	1525
GA50	109	301	50	1571

Fuente: Elaboración propia.

Diseño de mallas de perforación

La determinación del número de taladros para cada labor de trabajo está dada de acuerdo a la sección de las labores que se requiere y las características del tipo de roca en la que se perfora, para este análisis se tiene asignada el tipo de roca encajonante y las estructuras del macizo rocoso donde se encuentran los mantos mineralizados en las cuales trabaja la empresa.

Para el cálculo de los taladros se utiliza con más aplicabilidad y facilidad la siguiente formula empírica:

$$P \dots\dots\dots(1)$$

$$P = \sqrt{S \times 4} \dots\dots\dots (2)$$

Donde:

- N = Numero de taladros por disparo.
- P = perímetro de la sección en metros.
- S = Sección del frente en m²
- E = Distancia entre taladros en metros

- K = Coeficiente del factor de roca.

Los valores de E y K se determinan de acuerdo a la siguiente tabla:

Tabla 16

Valores de E y K

Tipo de roca	E	K
Roca dura	0.5	2.0
Roca semidura	0.6	1.5
Roca blanda	0.7	1.0

Fuente: Elaboración propia

Para el cálculo y comparación del burden “V” se tiene la fórmula de profesor R. Ash para voladura de bancos el cual se ha adecuado a los frentes de trabajo y tajeos de la empresa..... (3)

Donde:

- B= Burden
- D= Diámetro taladro (en pulgadas)
- Kb= Constante de burden

Tabla 17

Valores de acuerdo a la densidad del explosivo

	Blanda	Media	Du ra
Baja densidad (0.8 a 0.9 g/cm ³) de baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0 a 1.2 g/cm ³) de potencia media	35	30	25
Alta densidad (1.3 a 1.6 g/cm ³) de alta potencia	40	35	30

Fuente: Elaboración propia.

El cálculo práctico del número de taladros se realiza para cada una de las labores del interior mina en todos los niveles de exploración y producción así tenemos las siguientes labores.

- Labores de preparación de galerías de transporte y acarreo $S = 3.20 \times 3.0 \text{ m.}$
- Labores de preparación de bloques de tajeos $S = 2.50 \times 1.80 \text{ m.}$
- Laboreo de chimeneas. $S = 2.20 \times 1.80 \text{ m.}$
- Labores de exploración $S = 2.50 \times 1.80 \text{ m.}$
- Tajeos de explotación $S = 4.00 \times 1.60 \text{ m.}$
- Laboreo de inclinados para izaje. $S = 2.70 \times 2.20 \text{ m.}$

Para el cálculo de taladros en los frentes de trabajo se programan reuniones de capacitación con todos los grupos de perforación, para que de acuerdo a sus experiencias se definan los tipos de rocas que hay en las diferentes labores, y se elabore un diseño de malla de perforación adecuado para cada tipo de frente, se les capacita en los tipos de malla técnicos, método de carguío, control de explosivos, seguridad en el manejo de explosivos, cantidad de carga, ley de corte, y optimización de procesos.

El arranque o corte inicial para la voladura, se aplica el corte quemado con seis taladros paralelos en dos grupos de tres taladros, de los cuales se dejan sin carga dos taladros vacíos al momento de iniciar la voladura (de acuerdo a la dureza de roca), posteriormente se perforan las ayudas primarias alrededor de donde el arranque saca la cara libre, circundante de ellas se perforan los taladros cuadradores, de alzas y rastras para completar la malla del frente con espaciamiento o burden promedio de 30 a 35cm. la cantidad de taladros por frentes de 4 y 5 pies, tiempos de perforación, pies perforados

por faena de perforación, son calculados en gabinete para ser evaluados y corregidos de acuerdo al estándar de perforación de la Empresa.

En concordancia con todos los grupos de perforación se elaboró un diseño estándar de malla de perforación, pero en el momento de las perforaciones este puede variar conforme se pongan de acuerdo el ingeniero, el capataz de perforación y el maestro perforista de cómo se puede quizás reducir la cantidad de taladros para optimizar la voladura, dependiendo del tipo de roca, fallas y juntas que se presenten, filtración de aguas subterráneas, y tipo de perforación (frente o tajeo).

Parámetros de diseño de malla de perforación y burden

El cálculo práctico del número de taladros para un frente estándar de 2.50 x 1.80 m. que es la sección más ejecutada en la mayoría de los frentes de trabajo.

- Sección 2.50 x 1.80 m.
- Longitud del barreno 5 pies (Eff = 90%)
- Longitud del taladro 1.45 m.
- Avance 1.30 m.

Tipo de roca Dura (Lutitas, pizarras silisificadas, cuarsitas). E = 0.5

- $K = 2.0$
- $S = 2.5 \times 1.8 = 4.50 \text{ m}^2$
- $P = \sqrt{S} \times 4$
- $P = 4 \sqrt{4.50}$
- $P = 8.45 \text{ m.}$ Reemplazando en la formula (1)

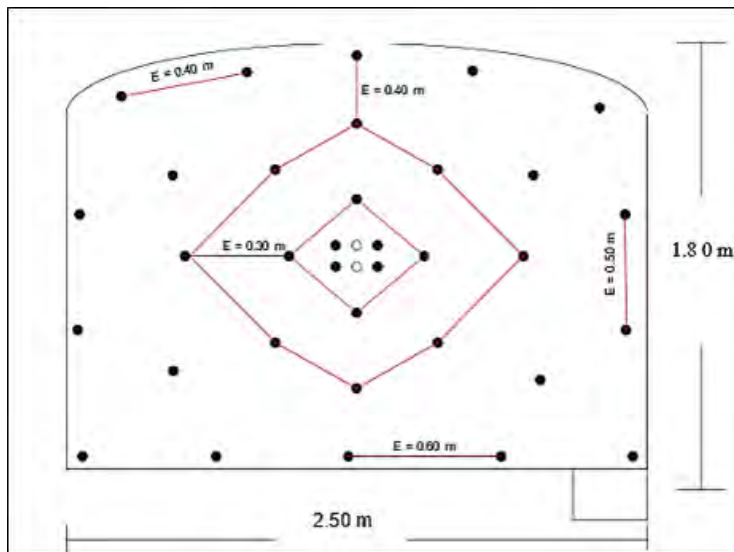
En la práctica en los frentes de perforación de estas secciones se utiliza 28 a 30 taladros por disparo el cual se aproxima al valor calculado, este valor está dentro de los parámetros recomendados.

- D = Diámetro del taladro 38 – 42 mm. (cartucho Famesa $\varnothing 22.2$ mm.), en la mina utilizamos 38 mm. (1.50 pulg.) con más frecuencia.
- K_b = se considera 20 para explosivos como el ANFO y 25 con dinamita Famesa de 65%, para rocas semidura consideramos densidades de potencia media aproximadamente 20 con ANFO, remplazando en la fórmula (3).
 - $B = K_b (D/12)$
 - $B = 20 \times (1.50/12)$
 - $B = 2.5$ pies $B = 0.76$ m.

Este valor se aproxima al burden aplicado en los tajeos de los frentes de producción que es de 50 a 70 cm. ya que la fórmula de R. ASH está determinada para la voladura en bancos de superficie, para este caso se realiza como cálculo de comparación dentro de las labores de la empresa Cenzacont.

Figura 17

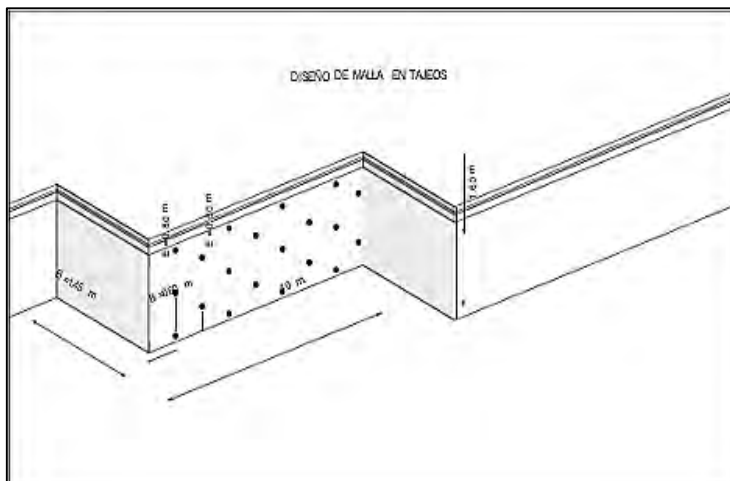
Malla de perforación (Corte quemado)



Fuente: Elaboración propia.

Figura 18

Malla de tajeos



Fuente: Elaboración propia.

Voladura

Las operaciones de voladura está a cargo del grupo de perforación, quienes después de acabar la perforación junto al capataz, calculan la cantidad de carga

establecida por el departamento de operación mina, la cantidad de carga se determina de acuerdo al tipo de labor que se realiza en cada contrata, el carguío general de los taladros se realiza en forma manual, de igual manera la preparación del ANFO con la dosificación técnica correspondiente 94.3% de nitrato de amonio y 5.7% de petróleo diesel N°2, la dotación de explosivos está a cargo de la Corporación Minera Ananea CMASA. quien abastece explosivo de acuerdo al planeamiento de minado anual y la capacidad de cada contratista.

La utilización del ANFO es muy fundamental, ya que ésta disminuye los costos de operación y se obtiene un buen rendimiento en la voladura, el uso de este agente de voladura va en función con la red de ventilación que se tiene en las labores de desarrollo, las cuales se encuentran implementadas con ventiladores adecuados.

Para el carguío de los taladros se utiliza los siguientes accesorios de voladura:

- Dinamita semigelatinosa de 65%, cartuchos de 7/8 “x”
- Fulminante común N: 8.
- Mecha de seguridad color blanco
- Examon

Distribución de explosivos para un frente promedio 2.5 x 1.8 m.

Tabla 18*Distribución de carga por frente*

	Nº taladros	Nº cartuchos Dinamita	Nº cartuchos ANFO	Examon
Arranque	6	12	12	24
Ayudas	4	6	14	20
Subayudas	4	6	14	20
Cuadradores	8	8	28	36
Techo	4	4	14	18
Arrastre	4	8	14	22
Total	30	44	96	140

Fuente: Elaboración propia.

3.4.3. Método de explotación por corte y relleno ascendente

- **Evaluación de métodos de explotación aplicados en los tajos**

El estudio de factibilidad es evaluado debido a mejorar los costos operativos aplicados en un yacimiento minero o método de explotación para tener la mejor alternativa de opción para optimizar el proceso operativo en la ejecución de extracción de material, donde se tiene los siguientes criterios de mejoras.

1. Forma y tamaño y posición del cuerpo mineralizado
2. Porcentaje de distribución y posicionamiento del yacimiento
3. Las propiedades físicas y químicas del mineral y la geología del material rocoso.
4. Factores de transporte y económicos

La decisión que se toma es con la óptima operación de extracción de reservas como el mayor beneficio así mismo con la seguridad de no tener complicaciones de la operación al momento de ver los volúmenes de explotación, esto debido a que se tiene la explotación del mineral como una de las partidas en el mercado para verificar la demanda e inversión que se pone en estas operaciones, debido a esto el proceso y toma de decisión es selecta y delicada.

3.4.3.1. Ciclo en la producción de cada método de explotación evaluado

Es importante que en este método de explotación organizar el trabajo en los caserones de tal modo que no se produzcan atrasos por la colocación del relleno, factor que influye considerablemente en las posibilidades de producción de un determinado caserón.

Es evidente, entonces que, para tiempo, se deberá empezar el arranque desde las chimeneas de relleno hacia el centro del caserón, de manera que una vez evacuado el mineral arrancado sea posible rellenar inmediatamente esa parte del caserón. En caso de no existir mecanización tanto la extracción del mineral como la colocación del relleno es lento, por lo cual no hay problemas con su abastecimiento. Ahora si existe mecanización, las distancia entre los echaderos de evacuación del mineral es mayor y por lo tanto el volumen que se ocupará para el relleno será también mayor.

- **Características generales del método de explotación por corte y relleno ascendente**

- a) **Posibilidades de aplicación:** Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura

de dos tajadas (2.5 – 3 mts.) es posible controlar mediante apernado o acuñadora cualquier indicio de derrumbe.

- b) Seguridad:** Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.
- c) Recuperación:** En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que este método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.
- d) Dilución de la ley:** Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.
- e) Rendimientos:** Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios.

En caserones sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos del orden 4-8 ton/hombre, según el ancho del caserón. En caserones mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza un rendimiento satisfactorio de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con caserones mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

En resumen, se tiene la siguiente data recopilada de los factores del yacimiento en proyecto e investigación de ejecución de trabajos para mejorar la rentabilidad de explotación y que la actividad sea rentable en el trabajo de extracción y comercialización de este producto mineral.

Tabla 19

Factores de la propiedad mecánica del macizo rocoso

Ítem	Aceptable	Óptimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 2.8 m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
Aspectos geotécnicos	Aceptable	Óptimo
Resistencia del techo	> 30 MPa	> 48 MPa
Resistencia de la mena	Según profundidad	> 47 MPa
Fracturación del techo	Alta-media	Media-baja
Fracturación de la mena	Media-baja	Baja
Campo tensional in situ (profundidad)	Cualquiera	< 1000 m
Comportamiento tenso-deformaciones	Elástico	Elástico
Aspectos económicos	Aceptable	Óptimo
Valor unitario de la mena	Media-alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media-baja	N. A.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 20

Barton

VALORIZACION DEL MACIZO (R. M. R.) Bieniawski (1,989)												
PARAMETRO		RANGO DE VALORES Y VALORIZACIONES								VALORIZACION		
RESIST. GOLPE PICOTA		R 6 (15)	R 5 (12)	R 4 (7)	R 3 (5)	R2 (2) - R1 (0)		1				
N° FRACT. x m(ROD)		2 a 6 fract. (20)	6 a 12 fract. (17)	12 a 20 fract. (15)	>20 fract. (8)	X	Frag. Brochada (3)	2				
ESPACIAMIENTO (m)		> 2 (20)	0.6 - 2 m (15)	0.2 - 0.6 m (10)	0.06 - 0.2 m (8)	X	<0.06 m (5)	3				
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m Long. (6)	1-3 m Long. (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	X	>20 m (0)	4A				
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1 mm apert (5)	0.1 - 1.0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	X	> 5 mm (0)	4B				
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lge. Rugosa (3)	Lisa (1)	X	Espejo de falla (0)	4C				
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5 mm (4)	Duro >5mm (2)	Suave <5 mm (1)	X	Suave > 5 mm (0)	4D				
	ALTERACION	Sana (6)	Lge. Alterada (5)	Mod. Alterado (3)	Muy Alterado (2)	X	Descompuesta (0)	4E				
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	X	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5				
VALOR TOTAL RMR (Suma de valorizacion 1 a 5)								22				
CLASE DE MACIZO ROCOSO												
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0		
DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA		

Fuente. Obtenido de Bieniawski (1989).

Los cuales se tiene los siguientes cálculos a tomar en la explotación del corte y rellenos ascendente según el diseño y los cálculos de perforación y voladura que son los que determinan la explotación optimizando los recursos tanto de carguío y acarreo, así

mismo la secuencia de minado para no tener desfoces en la operación al momento de realizar también la comercialización de este material para mejorar el proceso operativo.

Tabla 21

Parámetros para el cálculo del método de corte relleno ascendente

Parámetro	Valor
• Ancho de la labor	2.1 m
• Altura de la labor	1.8 m
• Área del frente	9.0 m ²
• Tipo de roca	Mena aurífera
• Equipo de perforación	Jackleg
• Longitud de barreno	5 pies
• Diámetro del taladro vacío	76.2 mm
• Diámetro de taladros cargados	38.1 mm
• Desviación angular	0.01 m
• Diámetro del cartucho	22.225 mm
• Longitud del cartucho	0.1778 m
• Densidad relativa de la dinamita semigelatina 65 %	1.14 g/cm ³
• Velocidad de detonación de la dinamita semigelatina 65 %	3700 m/s
• Presión de detonación de la dinamita semigelatina 65 %	83 kbar
• Volumen normal de gases de la dinamita semigelatina 65 %	910 L/kg
• Resistencia al agua de la dinamita semigelatina 65 %	Muy buena
• Densidad de la roca	2.63 g/cm ³

Fuente: Elaboración propia.

Eficiencia de la perforación y voladura en el corte y relleno ascendente aplicado en la labor

- Longitud de perforación

- Longitud de barreno = 5 pies

$$= 5 * 0.3048$$

$$= 1.52 \text{ m}$$

- Avance de perforación = 1.42 m / guardia

- Eficiencia al 93%

- Avance efectivo de la voladura:

$$\text{Avance vol} = 0.93 * L \text{ tal}$$

$$\text{Avance vol} = 0.93 * 0.3048 \text{ m}$$

$$\text{Avance vol} = 1.47 \text{ m/ disparo}$$

- Cálculo del material producto por el disparo (tonelaje roto)

$$\text{Material roto} = 1.42 \text{ m} * 1.8 \text{ m} * 2.1 \text{ m} * 2630 \text{ kg/ m}^2$$

$$\text{Material roto} = 14\ 116.78 \text{ kg} * \text{TM/ } 1000 \text{ kg}$$

$$\text{Material roto} = 14.12 \text{ TM}$$

- Volumen de producto de Voladura

$$v = \frac{m}{p}$$

$$v = \frac{14116.78 \text{ kg}}{2630 \text{ kg/m}^2}$$

$$v = 5.36 \text{ m}^2$$

Tabla 22

Características del macizo rocoso y eficiencia de trabajo

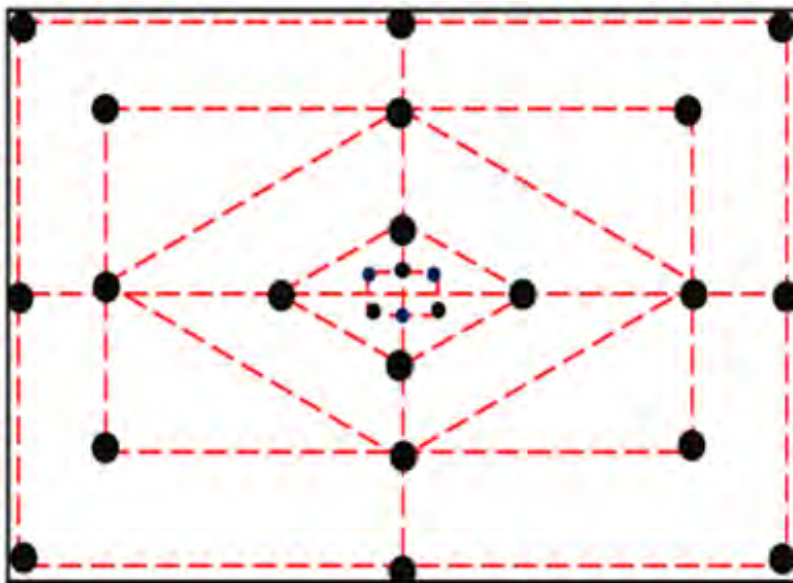
INDICADOR	RESULTADO
RMR	45-55
CALIDAD DE ROCA	REGULAR
POTENCIA DE VETA	2.40m promedio
BUZAMIENTO	78°
Longitud de perforación	1.52m/disparo
Avance efectivo de la voladura	1.42m/disparo
Cálculo del material producto de disparo (tonelaje roto)	14.12 TM
Volumen producto de la voladura	5.36 m3

Secuencia de Salida	Dist. De taladros	Taladros		Explosivos	
		Cargados	Vacíos	Dinamita 65%	Cantidad total
1	Arranque	3	4	4	12
2	Ayuda	4		3	12
3	Sub Ayuda	4	0	3	12
4	Ayudas de	4		3	12
5	Cuadrador				
6	Cuadradores	3		3	9
7	Corona	4		3	12
7	Arrastre	4		3	12
TOTAL		26	4	22	81

Fuente: Elaboración propia.

Figura 19

Diseño de malla de perforación



Fuente: Elaboración propia.

3.4.3.2. Costos de perforación en el método de corte y relleno ascendente

En la explotación de betas auríferas se tiene mucho el costo operativo invertido en todo el proceso tanto desde la perforación y sus equipos auxiliares como la compresora, martillo, perforadora y demás.

Tabla 23*Items para el costo de perforación por corte y relleno*

ITEM	Vida útil de la broca	Depreciación	Maquinaria	Costo de adquisición
Barreno de Perforación	1000 p.p	20%	5 pies	\$ 250

Fuente: Elaboración propia.

- Costo de barreno por metro perforado:

$$\text{Costo de barreno} = \frac{\$ 250}{1000 \text{ p. p}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}}$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.82 \frac{\$}{\text{m}}$$

- Costo de mantenimiento (20% = 0.20 de depreciación)

$$\text{Costo de barreno} = \frac{\$ 250}{1000 \text{ p. p}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} \times 0.20$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.16 \frac{\$}{\text{m}}$$

- Costo total del barreno por metro: 0.82 + 0.16
- Costo total del barreno por metro = 0.98 $\frac{\$}{\text{m}}$

Total, del costo de barreno por frente perforador:

$$= 30 \frac{\text{tal}}{\text{Disparo}} * 0.98 \frac{\$}{\text{m}} * 1.42 \frac{\text{m}}{\text{Tal}}$$

$$= 42.78 \text{ \$/disparo}$$

En 1.42 m perforados el costo por barreno es de 42.78 \$/disparo

3.4.3.3. Costo de la broca por metro perforado

Tabla 24

Costo de la broca por el metro perforado

Ítem	Vida Útil	Costo de la broca
Broca de perforación	600 p.p	\$ 90

Fuente: Elaboración propia.

- $\text{Costo de Broca} = \frac{\$ 90}{600 \text{ p.p}} \times \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}}$
- $\text{Costo de Broca} = 0.49 \frac{\$}{\text{m}}$
- Costo por frente perforado:
- $\text{Costo por frente perforado} = 0.49 \frac{\$}{\text{m}} \times 1.42 \frac{\text{m}}{\text{Tal}} \times 30 \frac{\text{tal}}{\text{Disparo}}$
- $\text{Costo por frente perforado} = 20.87 \frac{\$}{\text{Disparo}}$
- $\text{Costo / taladro} = 20.87 \frac{\$}{\text{Disparo}} \times \frac{\text{Disparo}}{30 \text{ tal}}$
- $\text{Costo / taladro} = 0.69 \frac{\$}{\text{tal}}$

Cálculo del Costo de Explosivo

Tabla 25

Costo de accesorios y explosivos para la voladura

TIPO	Costo por Caja	Cantidad
Dinamita Semigelatinosa de 65	\$ 180	330
Fulminante N° 8	\$ 73	120
Mecha De Seguridad	\$ 492	1000 m

Fuente: Elaboración propia.

- **Precio Unitario del Explosivo FAMESA 65%**

$$Dinamita\ 65\% = \frac{180\ \$/caja}{330\ unid/caja}$$

- Dinamita 65% = 0.54 \$/Unid
- Dinamita 65% usado en campo para voladura: 81 unid/ disparo
- Dinamita 65% = 0.54 \$/unid * 81 unid / disparo
- Dinamita 65% = 43.74 \$/ disparo
- Dinamita 65% = 43.74 \$/disparo * $\frac{Disparo}{26\ tal}$
- Dinamita 65% = 1.68 $\frac{\$}{tal}$

- **Precio Lineal de la mecha de Seguridad**

$$Mecha\ lenta = \frac{492\ \$}{1000\ m}$$

$$Mecha\ lenta = 0.49\ \$/m$$

Mecha de seguridad usado en campo = 60 m / disparo

$$Mecha\ lenta = 0.49\ \frac{\$}{m} * 60\ \frac{m}{Disp}$$

$$Mecha\ lenta = 29.40\ \frac{\$}{Disp}$$

$$Mecha\ lenta = 29.40\ \frac{\$}{Disp} * \frac{Disp}{26\ Tal}$$

$$Mecha\ lenta = 1.13\ \frac{\$}{Tal}$$

3.4.3.4. Costo de Limpieza, Carguío y Acarreo

- **Cálculo de costos en Limpieza del frente de trabajo**

Tabla 26*Rendimiento de limpieza – tiempo*

Labor	Máquina	Tiempo de Limpieza
Limpieza en el Frente	Pala	90 min (1.5 hrs)

Fuente: Elaboración propia.

- **Cálculo del costo de máquina de limpieza**

Tabla 27*Cálculo del costo de máquina de limpieza*

Equipo	Vida Útil	Depreciación	Costo de Adquisición
Pala	3 años	50%	\$ 45000

Fuente: Elaboración propia.

- Costo de Depreciación = $\frac{45000 \$}{3 \text{ años} * 360 \text{ días/año}}$
- Costo de Depreciación = $41.67 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo de mantenimiento:
- Mantenimiento = $41.67 \frac{\$}{\text{día}} * 0.50$
- Mantenimiento = $20.84 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo total = $41.67 \frac{\$}{\text{día}} + 20.84 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo total = $62.51 \frac{\$}{\text{día}}$
- Volumen producto de la voladura = 5.36 m³
- Costo cargado por guardia = $62.51 \frac{\$}{\text{día}} * \frac{\text{día}}{24 \text{ hr}} * 1.5 \frac{\text{hr}}{\text{guardia}} * \frac{\text{guardia}}{5.36 \text{ m}^3}$

$$\text{Costo cargado por guardia} = 0.72 \frac{\$}{\text{guardia}}$$

El costo por limpieza por guardia es de \$ 0.72 que nos dará el soporte en la limpieza por el volumen del disparo.

❖ Cálculo de costos de carguío y acarreo del frente de Trabajo

a) Costo de Carguío

Tabla 28

Costo del carguío

Acceso	Vida Útil	Depreciación	Costo de Construcción		
Tolva	1 año	50%	\$ 400		
Rendimiento de Carguío y Acarreo (tiempo)					
Acceso	Tiempo de carguío/ vagón	Nº de vagones	Nº de cargas	Tiempo total de carguío	
Carguío de material	0.8 min	6 vagones	12 veces	57.6 min (1hr)	

Fuente: Elaboración propia.

- Costo por depreciación / tolva = $\frac{\$ 400}{1 \text{ año} * 360 \text{ días/año}}$
- Costo por depreciación / tolva = $1.11 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo por depreciación / tolva = $1.11 \frac{\$}{\text{día}} * 0.50$
- Costo por depreciación / tolva = $0.56 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo total = $1.11 \frac{\$}{\text{día}} + 0.56 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo total = $1.67 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo por Volumen cargado en guardia:
- Costo / volumen = $1.67 \frac{\$}{\text{día}} * \frac{\text{día}}{24 \text{ hr}} * \frac{1 \text{ hr}}{\text{guardia}} * \frac{\text{guardia}}{5.36 \text{ m}^3}$

- Costo / volumen = $0.012 \frac{\$}{\text{m}^3}$
- Costo / volumen = $0.012 \frac{\$}{\text{m}^3} * 5.36 \frac{\text{m}^3}{\text{guardia}}$
- Costo / volumen = $0.064 \frac{\$}{\text{guardia}}$

b) Costo máquina de Acarreo

Tabla 29

Costo máquina de acarreo

Equipos	Vida Útil	Depreciación	Costo de Adquisición	
6 vagones	2 años	50%	\$ 40 000	
Rendimiento de Carguío y Acarreo (tiempo)				
Labor	Tiempo de descarga / vagón	Nº de vagones	Nº de viajes	Tiempo total de carguío
Carguío de material	12 viajes	6 vagones	10 viajes	720 min (11.2 hrs)

Fuente: Elaboración propia.

- Costo de Depreciación de maquina:
- $\text{Costo de Depreciación} = \frac{\$ 40\ 000}{2 \text{ años} * 360 \text{ días/año}}$
- Costo de depreciación = $55.56 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo de mantenimiento:
- $\text{Mantenimiento} = 55.56 \frac{\$}{\text{día}} * 0.50$
- $\text{Mantenimiento} = 27.78 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo Total de mantenimiento:

- Costo Total = $55.56 \frac{\$}{\text{día}} + 22.78 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo Total = $83.34 \frac{\$}{\text{día}}$
- Costo / volumen = $83.34 \frac{\$}{\text{día}} * \frac{\text{día}}{24 \text{ hrs}} * \frac{11.2 \text{ hrs}}{\text{Guardia}} * \frac{\text{Guardia}}{5.36 \text{ m}^3}$
- Costo / volumen = $7.26 \frac{\$}{\text{Guardia}}$
- Costo / volumen = $7.26 \frac{\$}{\text{m}^3} *$
- El costo de acarreo para acarreo del material en volumen es **7.26 \$/guardia**.

- **Costo de Sosténimiento**

Tabla 30

Costos de sostenimiento

Pieza de madera	Medidas Requeridas	Cantidad de Unidades requeridas	Costo por pieza
Postes 7.5" x 2.4 m	2.1 m	6	\$ 7
Sombros 7.5" x 2.4 m	1.2 m	4	\$ 7
Tirantes 4" x 2.4 m	0.8 m	6	\$ 5
Marchabantes 4" x 2.4 m	1.4 m	12	\$ 5
Tablas 10" x 4m	1.4 m	9	\$ 20
Cantoneras de la tabla 2.4 m	1 m	8	\$ 2.9

Fuente: Elaboración propia.

a) Precio de postes

- $\text{Precio por poste} = \frac{2.1 \frac{\text{m}}{\text{unid}} * \$7}{2.4 \text{ m}}$
- $\text{Precio por poste} = 6.13 \frac{\$}{\text{unid}}$
- $\text{Precio total de postes} = 6.13 \frac{\$}{\text{unid}} * 6 \frac{\text{unid}}{\text{guardia}}$

- Precio total de postes = $36.78 \frac{\$}{guardia}$

b) Precio de sombreros de madera para Sostenimiento

- Precio por sombrero = $\frac{1.2 \frac{m}{unid} * \$7}{2.4 m}$

- Precio por sombrero = $3.5 \frac{\$}{unid}$

- Precio total de Sombrero = $3.5 \frac{\$}{unid} * 4 \frac{unid}{guardia}$

- Precio total de Sombrero = $14 \frac{\$}{guardia}$

c) Precio de tirantes de madera de Sostenimiento

- Precio por Tirante = $\frac{0.8 \frac{m}{unid} * \$5}{2.4 m}$

- Precio por Tirante = $1.67 \frac{\$}{unid}$

- Precio total del Tirante = $1.67 \frac{\$}{unid} * \frac{6 unid}{guardia}$

- Precio total del Tirante = $10.02 \frac{\$}{guardia}$

d) Precio de Marchantes de madera para Encostillados

- Precio por Marchantes = $\frac{1.4 \frac{m}{unid} * \$5}{2.4 m}$

- Precio por Marchantes = $2.92 \frac{\$}{unid}$

- Precio total del Tirante = $2.92 \frac{\$}{unid} * \frac{12 unid}{guardia}$

$$- \text{ Precio total del Tirante} = 35.04 \frac{\$}{\text{guardia}}$$

f) Precio de tablas de madera para Sostenimiento

$$- \text{ Precio por tabla} = \frac{1.4 \frac{\text{m}}{\text{unid}} * \$20}{4 \text{ m}}$$

$$- \text{ Precio por tabla} = 7 \frac{\$}{\text{unid}}$$

$$- \text{ Precio Total de tabla} = 7 \frac{\$}{\text{unid}} * \frac{9 \text{ unid}}{\text{guardia}}$$

$$- \text{ Precio Total de tabla} = 63 \frac{\$}{\text{guardia}}$$

g) Precio por Cantonera

$$- \text{ Precio por cantonera} = \frac{1 \frac{\text{m}}{\text{unid}} * \$2.9}{2.4 \text{ m}}$$

$$- \text{ Precio por cantonera} = 1.21 \frac{\$}{\text{unid}}$$

$$- \text{ Precio Total de tabla} = 1.21 \frac{\$}{\text{unid}} * \frac{8 \text{ unid}}{\text{guardia}}$$

$$- \text{ Precio Total de tabla} = 9.68 \frac{\$}{\text{guardia}}$$

Tabla 31

Resumen de costos en sostenimiento

Pieza de madera	Precio por Unidad (\$)	Cantidad Usada	Costo Total (\$)
- Postes 7.5" x 2.4 m	6.13	6	36.78
- Sombreros 7.5" x 2.4 m	3.5	4	14
- Tirantes 4" x 2.4 m	1.67	6	10.02
- Marchabantes 4" x 2.4 m	2.92	12	35.04

-	Tablas 10" x 4m	7	9	63
-	Cantoneras de la tabla 2.4 m	1.21	8	9.68
Costo Total:				\$168.52

Fuente: Elaboración propia.

3.4.4. Evaluación de los tipos de trabajos por cada zona

Para evaluar la mejor ejecución en proyecto de ejecución se adjunta los cuadros adjuntos para tener identificado la zona y el tipo de explotación es necesario aplicar teniendo las operaciones y costos relacionados al material de Au procesado y producido.

Tabla 32

Zonificación de estructura y tiempo de duración

Zonificación	Nombre del Frente	ITEM	ESTRUCTURA	TIEMPO DE DURACION	NIVEL (m.)
ZONA “G”	Frente Chaccho	F-CH	Manto Oropesa	Marz - abr 2025	5000
ZONA “H”	Frente	F-CH	Manto Oropesa	May - Jun. 2025	5000
ZONA “N”	Frente Bolsillo	F-Bol	Manto Oropesa	Abr - may. 2025	5975
ZONA “O”	Frente Bolsillo	F-Bol	Manto Oropesa	May - Jun. 2025	5975
ZONA “T”	Frente tajeo 40	F-T40	Manto Sol de Oro	Abr - may. 2025	5010

Fuente: Elaboración propia.

Teniendo las zonas y niveles donde se efectúa las operaciones adicionalmente se tiene el número de frentes de zonas de trabajo en cada nivel.

Tabla 33

Tabla de zonificación por zonas y tipo mineral

Zonificación	Nº de frentes	Tipo de Mineral
ZONA “G”	7	Stock Word

ZONA “H”	4	Manto
ZONA “N”	5	Manto
ZONA “O”	5	Manto
ZONA “T”	7	Manto

Fuente. Elaboración propia.

Teniendo estos datos zonificados y elaborados del tipo de mineral para el uso de aplicación en el método de explotación se evaluará los costos operativos de los procesos operativos unitarios para la evaluación de la mejora alternativa y aplicada para la ejecución en el trabajo.

3.4.4.1. Costos Operativos en los procesos operativos

1) Evaluación de Perforación

El control que se tiene en registro del acumulado de horas por cada frente de trabajo, verificar la totalidad de explosivos y accesorios utilizados, para entenderlo mejor, revisar los siguientes cuadros:

Tabla 34

Frentes evaluadas en la Zona "G"

Zona	Frente	Fecha de Inicio	Fecha Final	Días trabajados	Horas máquina	Total de taladros	Taladros de 4 pies	Taladros de 5 pies	Taladros de 6 pies	Metros perforados por frente
"G"	F-CH	16/03/2025	25/05/2025	27	31:31:00	361	34	327	0	110
	F-7	15/03/2025	15/05/2025	33	70:52:00	940	569	371	0	287
	F-A4	14/03/2025	21/05/2025	30	69:37:00	796	531	204	61	243
	F-Bolsillo	16/03/2025	30/04/2025	31	96:58:00	1006	947	59	0	307
	F-3X	16/03/2025	02/05/2025	33	77:52:00	882	380	160	342	269
	F-Corredor	16/03/2025	29/04/2025	36	81:02:00	1199	1174	25	0	365
	F-Rampa	15/03/2025	29/04/2025	31	77:05:00	1085	981	104	0	331
TOTAL / PROMEDIO				31.57	504:57:00	6269	4616	1250	403	1911

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 35

Evaluación de las frentes en la Zona "H"

Zona	Frente	Fecha Inicio	Fecha Final	Días trabajados	Horas máquina	Total de taladros	Taladros de 4 pies	Taladros de 5 pies	Taladros de 6 pies	Metros perforados por frente
	F-CH	07/04/2025	11/05/2025	18	31:23:00	283	39	213	31	86
	F-Bolsillo	07/04/2025	12/05/2025	25	60:40:00	1067	1067	0	0	325
"H"	F-1	06/04/2025	10/06/2025	24	69:42:00	1165	1127	38	0	355
	F-Rampa	06/05/2025	12/06/2025	22	54:22:00	725	581	126	18	221
TOTAL / PROMEDIO				22.25	216:07:00	3240	2814	377	49	988

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 36

Evaluación de las frentes en la Zona "N"

Zona	Frente	Inicio	Final	Días trabajados	Horas máquina	Total de taladros	Taladros de 4 pies	Taladros de 5 pies	Taladros de 6 pies	Metros perforados por frente
"N"	F-Bolsillo	14/04/2025	27/05/2025	32	50:41:00	450	78	352	20	137
	F-1	14/04/2025	28/05/2025	32	67:31:00	1067	867	200	0	325
	F-Paty	14/04/2025	28/05/2025	31	58:46:00	928	753	175	0	283
	Proyecto S.F.	14/04/2025	27/05/2025	32	72:47:00	1088	824	188	76	332
	F-Rampa 2	14/04/2025	27/06/2025	30	58:22:00	1008	951	57	0	307
TOTAL / PROMEDIO				31.14	309:07:00	4541	3473	972	76	1384

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 37

Evaluación de las frentes en la Zona "O"

Zona	Frente	Fecha Inicio	Fecha Final	Días trabajados	Horas máquina	Total de taladros	Taladros de 4 pies	Taladros de 5 pies	Taladros de 6 pies	Metros perforados por frente
"O"	F-Bolsillo	05/03/2025	20/04/2025	33	44:25:00	510	145	308	57	155
	F-1	05/03/2025	20/04/2025	30	67:19:00	1067	988	79	0	325
	F-Paty	05/03/2025	21/04/2025	30	58:28:00	960	890	70	0	293
	Proyecto S.F.	06/03/2025	22/04/2025	32	77:28:00	1150	826	313	11	351
	F-Rampa 4	05/03/2025	21/04/2025	30	58:13:00	985	862	123	0	300
TOTAL / PROMEDIO				31	306:53:00	4672	3711	893	68	1424

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 38

Evaluación de las frentes en la Zona "T"

Zona	Frente	Fecha Inicio	Fecha Final	Días trabajados	Horas máquina	Total de taladros	Taladros de 4 pies	Taladros de 5 pies	Taladros de 6 pies	Metros perforados por frente
"T"	F-T40	15/05/2025	13/07/2025	32	49:50:00	612	259	285	68	187
	F-Proy-A	15/05/2025	12/07/2025	31	70:38:00	1080	822	258	0	329
	F-X	15/05/2025	12/07/2025	30	61:59:00	1020	891	129	0	311
	F-Hielo	16/05/2025	12/07/2025	32	55:35:00	972	934	38	0	296
	F-S	15/05/2025	11/07/2025	31	51:07:00	896	864	32	0	273
	F-Rampa 25	16/05/2025	11/07/2025	32	60:41:00	1024	946	78	0	312
	F-Boll 22	15/05/2025	11/07/2025	22	65:23:00	1120	1044	76	0	341
TOTAL/PROMEDIO				30	415:13:00	6724	5760	896	68	2049

Fuente. Elaboración propia.

3.4.4.2. Costos adicionales para la perforación

En los siguientes cuadros se verifica los costos adicionales que se requieren para la instalación en las perforadoras contando con una depreciación de 5 años en accesorios contando con la operatividad y sus correspondientes mantenimientos.

Tabla 39

Costos de accesorios-Perforación

Nº	MATERIALES	COSTO
A	Compresora Eléctrica	\$ 52 000.00
B	Pulmón de aire	\$ 2 500.00
C	Tablero Eléctrico	\$ 2 000.00
D	Instalaciones	\$ 2 300.00
E	Llaves y mandos	\$ 1 050.00
Total		\$ 59 850.00
Valor de depreciación anual (5 años)		\$ 11 970.00

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 40

Costos de mantenimiento regular-Perforación

Nº	MATERIALES	COSTO
A	Aceite de compresor	\$ 453.00
B	Filtros de aire y aceite	\$ 390.00
C	Grasa de motor	\$ 40.00
D	Accesorios de mtto	\$ 30.00
E	Otros gastos	\$ 43.00
Total		\$ 956.00
Valor de depreciación anual (5 años)		\$ 4 780.00

Fuente: Elaboración propia.

El costo anual de los accesorios y su mantenimiento serian:

- CT de accesorios / año = 11 970 + 4 780

- CT de accesorios / año = \$ 16 750.00

Tabla 41

Costos de mantenimiento mensual

Nº	MATERIALES	COSTO	Unid	Costo a 700 mts de labor
A	Tubería de Polietileno 3"	\$ 4.80	x mts	\$ 3 045.00
B	Tubería de Polietileno 2"	\$ 3.90	x mts	
C	Empalmes galvanizados 3	\$ 5.10	50 unid	\$ 255.00
D	Empalmes galvanizados 2	\$ 4.30	50 unid	\$ 215.00
E	Divisiones tipo "T" y "Y"	\$ 7.20	20 unid	\$ 144.00
F	Llave de paso	\$ 46.00	4 unid	\$ 184.00
G	Otros materiales	\$ 2.00	Unid	\$ 1 400.00
Total		\$ 73.30	x mts	\$ 5 243.00
Valor de mantenimiento en 5 años			\$ 1 048.60	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 42

Costos de instalación de aire comprimido

Nº	MATERIALES	COSTO
A	Accesorio de mantenimiento	\$ 3.70
B	Costo de los Operativos	\$ 9.50
C	Insumo Varios	\$ 47.50
Sub total		\$ 60.70
Se considera 1 mantenimiento por cada mes (12 meses)		\$ 728.40

Fuente: Elaboración propia.

El costo anual de los mantenimientos es:

- CT = 1048.60 + 728.40
- CT = \$ 1 777.00

Tabla 43*Costo de máquina perforadora*

Nº	MATERIALES	COSTOS (\$)
A	Perforadora BBC 34W	6840
B	Barra de avance ALF 71	2350
C	Lubricador	364
D	Accesorios primarios	280
E	Manguera de arrastre	230
F	Botellón de agua	1260
G	Manguera de agua	210
H	Otros accesorios	98
TOTAL		11632.00
El valor de depreciación anual (3 años)		\$3877.33

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 44*Costo de mantenimiento de equipo*

Nº	MATERIALES	COSTOS (\$)
A	Costo por mtto	1350
B	Gastos del Operativo	115
C	Gastos de tornería	205
D	Costo de herramientas	23.1
E	Otros costos	63.5
TOTAL		1756.60

Fuente: Elaboración propia.

Entonces el costo operativo en la perforadora es:

$$- \quad CT = 3877.33 + 1756.60$$

$$- \text{CT} = \$ 5\,633.93$$

Entonces a continuación se tiene el resumen de los costos:

Tabla 45

Resumen de costos de Perforación

RESUMEN DE COSTOS	
• Costos de accesorios	\$ 16 750.00
• Costo de mantenimiento	\$ 1 777.00
• Costo de maquina Perforada	\$ 5 633.93
TOTAL	\$ 24 160.93

Fuente: Elaboración propia.

Considerando 1 año se tiene 320 días operativamente.

- Costo / maq perforadora = $24\,160.93 / 320$
- Costo / maq perforadora = \$ 75.50
- Se considera 8 hrs efectivas de la jornada laboral, siendo a doble turno 16 hrs en total.
- Costo / hr maquina = $75.50 / 16$
- Costo / hr maquina = \$ 4.72

Tabla 46

Costo por hora energía eléctrica

Compresora eléctrica - potencia del motor 52.5 kW	
Costo kW / Hr de maquina	\$ 0.19
Costo / maquina	\$ 9.9

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se tiene el cálculo de la hora maquina compresora y perforadora incluyendo todo el costo operativo.

- Costo / Hr máquina = \$ 4.72 + \$ 9.9
- Costo / Hr máquina = \$ 14.62

3.4.4.3. Costo de Perforación

Los costos serán evaluados en cada frente de trabajo que se aplicó para su explotación, en este caso será multiplicado por el costo calculado líneas arriba, teniendo los siguientes cálculos.

Tabla 47

Zona "G" costos de perforación

		FRENTE	HORAS MAQUINA	COSTO POR HORA DE AIRE COMPRIMIDO incluye compresora, perforadora y energía eléctrica = \$14.62 (\$)
		TOTAL, HRS:		
ZONA "G"		F-3X	77:52:00	1138.90
		F-7	70:52:00	1036.56
		F-A4	69:37:00	1017.55
		F-BOLSILLO	96:58:00	1418.14
		F-CH	31:31:00	460.53
		F-CORREDOR	81:02:00	1184.22
		F-RAMPA	77:05:00	1127.20
		Nº DE FRENTE:	TOTAL DE HORAS MAQUINA:	COSTO TOTAL (compresora, perforadora y energía eléctrica):
		7	504:57:00	\$ 7383.10

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 48

Zona "H" costos de perforación

ZONA "H"	FRENTE	HORAS MAQUINA	COSTO POR HORA DE AIRE COMPRIMIDO incluye compresora, perforadora y energía eléctrica = \$14.62 (\$)
	TOTAL, HRS:		
	F-1	69:42:00	1019.01
	F-BOLSILLO	60:40:00	887.43
	F-CH	31:23:00	459.07
	F-RAMPA	54:22:00	795.33
	Nº DE FRENTE:	TOTAL DE HORAS MAQUINA:	COSTO TOTAL (compresora, perforadora y energía eléctrica):
	4	216:07:00	\$ 3160.84

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 49

Zona "N" costos de perforación

ZONA "N"	FRENTE	HORAS MAQUINA	COSTO POR HORA DE AIRE COMPRIMIDO incluye compresora, perforadora y energía eléctrica = \$14.62 (\$)
	TOTAL, HRS:		
	F-BOLSILLO	50:41:00	741.23
	F -1	67:31:00	986.85
	F -PATY	58:46:00	859.66
	PROYECTO- S.	72:47:00	1064.34
	Nº DE FRENTE:	TOTAL DE HORAS MAQUINA:	COSTO TOTAL (compresora, perforadora y energía eléctrica):
	5	308:20:00	4505.88

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 50*Zona "O" costos de perforación*

	FRENTE	HORAS MAQUINA	COSTO POR HORA DE AIRE COMPRIMIDO incluye compresora, perforadora y energía eléctrica = \$14.62 (\$)
ZONA "O"	TOTAL, HRS:		
	F-BOLSILLO	44:25:00	649.128
	F -1	67:19:00	983.926
	F -PATY	58:28:00	850.884
	PROYECTO- S.	77:28:00	1133.05
	F - RAMPA 4	58:13:00	850.884
	Nº DE FRENTE:	TOTAL DE HORAS MAQUINA:	COSTO TOTAL (compresora, perforadora y energía eléctrica):
	5	305:53:00	4467.87

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 51*Zona "T" costos de perforación*

	FRENTE	HORAS MAQUINA	COSTO POR HORA DE AIRE COMPRIMIDO incluye compresora, perforadora y energía eléctrica = \$14.62 (\$)
ZONA "T"	TOTAL, HRS:		
	F- T40	49:50:00	728.076
	F - PROY-A	70:38:00	1032.172
	F -X	61:59:00	906.44
	F - HIELO	55:35:00	812.872
	F - S	51:07:00	747.082
	RAMPA 25	60:41:00	887.434
	F - BOLL 22	65:23:00	956.148
	Nº DE FRENTE:	TOTAL DE HORAS MAQUINA:	COSTO TOTAL (compresora, perforadora y energía eléctrica):
	7	415:14:00	6070.22

Fuente: Elaboración propia.

En lo siguiente se tiene el cuadro de resumen de los costos de hora máquina de los equipos en cada frente de trabajo.

Tabla 52*Costo total de perforación por zonas*

ZONA	Costo de Perforación (\$)
ZONA G	7383.1
ZONA H	3160.84
ZONA N	4505.88
ZONA O	4467.87
ZONA T	6070.22

Fuente: Elaboración propia.

3.4.4.4. Costos de Acarreo

Los camiones fueron asignados aleatoriamente en cada zona de Trabajo a los frentes según sea la programación del día y alcanzar la producción diaria requerida, se tuvo un total de 40 volquetes en asignación en total para la disponibilidad de todas las zonas, siendo el siguiente cuadro.

Tabla 53

Rendimiento operativo de acarreo en la zona "G"

	FRENTE	FECHAS DE TRABAJO		DIAS TRABAJADOS	HORAS ACARREO	CARROS U-35	PERSONAL	TONELAJE EXTRAIDO	TONELAJE POR DIA
		INICIO	FINAL		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO		
ZONA "G"	F-CH	16/08/2006	25/10/2006	34	177:30:00	637	24.4	1719.9	50.59
	F-7	15/08/2006	23/10/2006	37	109:10:00	410	16.6	1107	29.92
	F-A4	15/08/2006	23/10/2006	28	128:00:00	383	16.8	1034.1	36.93
	F-BOLSILLO	16/08/2006	02/10/2006	33	135:30:00	379	17.2	1023.3	31.01
	F-3X	16/08/2006	03/10/2006	36	124:26:00	451	22.9	1217.7	33.83
	F-CORREDOR	16/08/2006	01/10/2006	37	124:25:00	427	17.63	1152.9	31.16
	F-RAMPA	16/08/2006	02/10/2006	37	147:30:00	497	26.3	1341.9	36.27
	N° DE FRENTES	DIAS TRABAJADOS		Días trabajados promedio	Horas acarreo	Carros u-35	Personal	Tonelaje extraído	TONELAJE TOTAL POR DIA
		Días	Tiempo de trabajo						
		PROMEDIO	EN DÍAS CALENDARIO		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO:	TOTAL:	
	7	40.4	61	34.5	946:31:00	3184	20.26	8596.8	249.7

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 54

Rendimiento operativo de acarreo en la zona “N”

	FRENTE	FECHAS DE TRABAJO		DIAS TRABAJADOS	HORAS ACARREO	CARROS U-35	PERSONAL	TONELAJE EXTRAIDO	TONELAJE POR DIA
		INICIO	FINAL		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO		
ZONA "N"	F-BOLSILLO	14/09/2007	28/10/2007	37	144:30:00	560	24.5	1512	40.86
	F -1	14/09/2007	28/10/2007	32	118:06:00	367	19.9	990.9	30.97
	F -PATY	14/09/2007	28/10/2007	32	115:20:00	345	17.4	931.5	29.11
	PROYECTO-S.F	14/09/2007	28/10/2007	34	126:10:00	430	19.5	1161	34.15
	F - RAMPA2	14/09/2007	27/10/2007	33	112:30:00	342	18.3	923.4	27.98
	N° DE FRENTES	DIAS TRABAJADOS		Días trabajados promedio	Horas acarreo	Carros u-35	Personal	Tonelaje extraído	TONELAJE TOTAL POR DIA
		Días	Tiempo de trabajo						
		PROMEDIO	EN DÍAS CALENDARIO		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO:	TOTAL:	
	5	33.6	45	33.6	640:06:00	2044	23.2	5518.8	163.07

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 55

Rendimiento operativo de acarreo en la zona “O”

	FRENTE	FECHAS DE TRABAJO		DIAS TRABAJADOS	HORAS ACARREO	CARROS U-35	PERSONAL	TONELAJE EXTRAIDO	TONELAJE POR DIA
		INICIO	FINAL		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO		
ZONA "O"	F-BOLSILLO	05/11/2007	21/12/2007	37	154:45:00	542	22.5	1463.4	39.55
	F -1	05/11/2007	21/12/2007	33	122:20:00	346	19.9	934.2	28.31
	F -PATY	05/11/2007	21/12/2007	30	108:53:00	355	18.3	958.5	31.95
	PROYECTO-S.F	06/11/2007	22/12/2007	35	124:33:00	390	20.3	1053	30.09
	F - RAMPA 4	05/11/2007	21/12/2007	31	112:30:00	356	20.5	961.2	31.01
	Nº DE FRENTE	DIAS TRABAJADOS		Días trabajados promedio	Horas acarreo	Carros u-35	Personal	Tonelaje extraído	TONELAJE TOTAL POR DIA
		Días	Tiempo de trabajo						
		PROMEDIO	EN DÍAS CALENDARIO		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO:	TOTAL:	
	5	33.2	49	33.2	623:01:00	1989	20.3	5370.3	160.9

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 56

Rendimiento operativo de acarreo en la zona "T"

	FRENTE	FECHAS DE TRABAJO		DIAS TRABAJADOS	HORAS ACARREO	CARROS U-35	PERSONAL	TONELAJE EXTRAIDO	TONELAJE POR DIA
		INICIO	FINAL		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO		
ZONA "T"	F- T40	14/09/2008	15/11/2008	36	132:32:00	518	23.5	1398.6	38.85
	F - PROY-A	15/09/2008	14/11/2008	33	114:30:00	379	18.9	1023.3	31.01
	F -X	15/09/2008	14/11/2008	30	106:24:00	372	19.4	1004.4	33.48
	F - HIELO	16/09/2008	13/11/2008	34	112:29:00	401	16.5	1082.7	31.84
	F - S	15/09/2008	12/11/2008	33	105:35:00	355	18.6	958.5	29.05
	RAMPA 25	16/09/2008	13/11/2008	36	115:56:00	380	19.8	1026	28.5
	F - BOLL 22	15/09/2008	12/11/2008	33	112:25:00	347	20.1	936.9	28.39
	N° DE FRENTES	DIAS TRABAJADOS		Días trabajados promedio	Horas acarreo	Carros u-35	Personal	Tonelaje extraído	TONELAJE TOTAL POR DIA
		Días	Tiempo de trabajo						
		PROMEDIO	EN DÍAS CALENDARIO		TOTAL HORAS:	TOTAL EXTRAIDOS	PROMEDIO:	TOTAL:	
	7	33.85	57	33.57	799:51:00	2752	27.36	7430.4	221.12

Fuente: Elaboración propia

Teniendo estos cuadros en el cálculo de cámaras y pilares, nos queda calcular el costo de acarreo de los vagones mineros para tener la multiplicación en las horas acumuladas por frente y sacar los cálculos para la correspondiente evaluación.

Tabla 57

Costo de línea de Cauville

Ítem	Descripción	Costo unitario	Medidas	Cantidad utilizada	Cálculo a 700 MTS
A	Riel de 30 Lbs/mt	\$ 38.50	MTS	700	\$ 53 900.00
B	Durmiente de madera de 4" X 4.5" X 4.5'	\$ 5.40	UNID	650	\$ 3 510.00
C	Eclisa plana 1.25" X	\$ 4.10	UNID	560	\$ 2 296.00
D	Perno rielero	\$ 1.35	UNID	2240	\$ 3 024.00
E	Clavo rielero	\$ 1.24	UNID	2600	\$ 3 224.00
F	Santiago	\$ 63.00	UNID	4	\$ 252.00
G	Regla guía trocha 500	\$ 27.50	UNID	4	\$ 110.00
H	Herramientas varias	\$ 33.20			\$ 33.20
I	Costo instalación X	\$ 21.30	MTS		\$ 14 910.00
J	Costo maestranza	\$ 2.20	MTS		\$ 1 540.00
K	Otros gastos				\$ 2 125.00
TOTAL					\$ 84 924.20

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 58*Costos de mantenimiento Anual del Cauville*

Item	Descripción	Costo unitario (\$)	Medida	Cantidad Utilizada	Mantenimiento a los 700 mts (\$)
A	Riel de 30 Lbs/mt	32.50	MTS	2	65.00
B	Durmiente de madera de 4" X 4.5" X 4.5'	6.20	UNID	12	74.40
C	Eclisa plana 1.25" X 25"	3.95	UNID	18	71.10
D	Perno rielero	1.35	UNID	40	54.00
E	Clavo rielero	1.15	UNID	35	40.25
F	Otros	148.00			148.00
TOTAL - 2					452.75

Fuente: Elaboración propia.

El costo acumulado del Total 1 es la construcción e instalación de los rieles de los vagones quien está proyectado para 25 años en ejecución entonces el costo anual es:

$$\text{Costo} / \text{año} = \$ 84924.20 / 25 \text{ años}$$

$$\text{Costo} / \text{año} = 3\,396.97 \text{ \$/año}$$

Adicionalmente se agregará el costo de mantenimiento anual.

$$CT = 3\,396.97 + 452.75$$

$$CT = \$ 3\,849.72$$

Para obtener el costo operativo por hora se tiene por día teniendo como días del año calendario es de 320 días.

$$CT / \text{día} = 3\,849.72 / 320$$

$$CT/ \text{ día} = 12.03 \text{ \$/día}$$

Así mismo el costo por hora será entre las 16 horas efectivas de trabajo siendo.

$$CT/ \text{ Hr} = 12.03 / 16$$

$$CT/ \text{ Hr} = 0.75 \text{ Ct / hr}$$

Tabla 59

Costo de carrito minero tipo U-35

Item	Descripción	Costo Unitario	Medida	Cantidad utilizada	Costo Total (\$)
A	Carrito Minero U-	1730	UNID	23	39790
B.1	rueda U-35 12"	110.00	UNID	6	660.00
B.2	eje U-35 45mm	273.00	UNID	3	819.00
B.3	rodamineto de rueda	43.00	UNID	22	946.00
B.4	mecanizado de piezas	209.50		2	419.00
B.5	grasa y lubricantes	15.30	UNID	10	153.00
B.6	costo maestranza	201.00			201.00
TOTAL					3198.00

Fuente: Elaboración propia.

El costo de los carritos mineros esta aplicado a 12 años según la utilización entonces se tiene:

- $CT = 39790 / 12$
- $CT = \$ 3315.83$
- Entonces el costo total y acumulado es:
- $CT = 3315.83 + 3198.00$
- $CT = \$ 6513.83$

- El costo total entonces por día es:

- $CT / \text{día} = 6513.83 / 320$

- $CT / \text{día} = 20.35 \text{ \$/día}$

El costo por hora seria:

- $CT / \text{Hr} = 20.36 / 16$

- $CT / \text{Hr} = 1.27 \text{ \$/hr}$

El costo total de la operación por la hora de línea de Cauville es:

- $CT = 1.27 + 0.75$

- $CT \text{ unitario } 1 = 2.02 \text{ \$/Hr}$

Para tener el costo unitario se calculará adicionalmente los 2 siguientes costos:

Tabla 60

Costo de accesorios y materiales

Ítem	Descripción	Costo unitario (\$)	Medida	Cantidad utilizada	Costo total (\$)
A	Carretilla	25.00	UNIDS	6	150.00
B	Pala	7.00	UNIDS	4	28.00
C	Pico	8.00	UNIDS	2	16.00
D	Barretilla desquinchador	11.50	UNIDS	1	11.50
E	Soga - jalador	2.30	UNIDS	3	6.90
F	Balde	1.90	UNIDS	1	1.90
G	Combo x 12 Lbs	11.40	UNIDS	1	11.40
H	Otros costos	21.00			21.00
TOTAL					246.70

Fuente: Elaboración propia.

El costo total que se tiene debe ser dividido en el número de días trabajados siendo el siguiente calculo:

- $CT / \text{Día} = \$ 246 / 26$

- $CT / \text{día} = 9.46 \text{ \$/día}$
- Así mismo el costo por hora es el siguiente:
- $CT / Hr = \$ 9.46 / 8 \text{ hrs}$
- $CT / Hr = 1.18 \text{ \$/hr}$

Y por último se tiene el siguiente costo que es sumado para obtener el costo real.

Tabla 61

Costo de energía KW/HRA contratado = \$ 0.23

	Item	Descripción	KW promedio	Por hora de consumo	Costo (\$)
A		Costo Alumbrado Frente de Acarreo	1.2	1	0.28
B		Costo Alumbrado Galería de Acarreo	3.1	1	0.71
C		Costo de Ventiladores Coles	35	0.15	1.21
D		Costo de Bombeo de Agua	12	0.12	0.33
E		Costo de Winchas de Izaje	27.5	0.2	1.27
TOTAL					3.79

Fuente: Elaboración propia.

Entonces el costo unitario de estos costos es:

- $CT \text{ unitario} = \$ 3.79 + \$ 1.18$
- $CT \text{ unitario } 2 = \$ 4.97$

Al tener el valor final de los costos unitarios se tiene el siguiente cálculo, dándonos el cálculo de consumo para el traslado de material.

$$CT = \$ 4.97 + \$ 2.02$$

Costo total por el pago de la hora de acarreo es: **\$ 6.99**

En el siguiente cuadro se tiene el resumen de los costos operacionales siendo el siguiente:

Tabla 62

Resumen de horas de acarreo

ZONA	HORAS ACUMULADAS	COSTO / HR MAQUINA (\$)	COSTO TOTAL
• ZONA G	946.5	6.99	6616.035
• ZONA H	493.5	6.99	3449.565
• ZONA N	640.1	6.99	4474.299
• ZONA O	623	6.99	4354.77
• ZONA T	799.8	6.99	5590.602
TOTAL			24485.271

Fuente: Elaboración propia.

3.4.5. Evaluación de costos operativos por métodos de explotación

Los datos obtenidos de los costos de acarreo son como se muestra en el cuadro realizando el método de explotación de corte y relleno ascendente a continuación tendremos los registros acumulados en la explotación de Cámaras y Pilares.

Tabla 63

Evaluación de costos operativos por método de explotación Zona "G"

ZONA "G" CAMARAS Y PILARES	FRENTE	HORAS ACARREO TOTAL HORAS:	COSTO DE ACARREO Y TRANSPORTE incluye energía eléctrica \$6.99 (\$)
	F-3X	166:36:00	1164.53
	F-7	140:29:00	982.10
	F-A4	160:01:00	1118.40
	F- BOLSILLO	170:48:00	1192.49
	F-CH	205:36:00	1437.14
	F- CORREDOR	153:24:00	1072.27
	F-RAMPA	180:49:00	1263.79
	Nº DE FRENTE:	HORAS DE ACARREO TOTAL HORAS:	COSTO TOTAL:
	7	1191:49:00	8230.73

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 64

Contrata "H" cámaras y pilares

ZONA "H" CAMARAS Y PILARES	FRENTE	HORAS ACARREO TOTAL HORAS:	COSTO DE ACARREO Y TRANSPORTE incluye energía eléctrica \$6.99 (\$)
	F-1	141:08:00	986.29

F-BOLSILLO	153:08:00	1070.17
F-CH	203:17:00	1421.07
F-RAMPA	192:44:00	1346.97
Nº DE FRENTES:	HORAS ACARREO	COSTO TOTAL:
TOTAL HORAS:		
4	690:20:00	4824.50

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 65

Contrata "N" cámaras y pilares

ZONA "N" CÁMARAS Y PILARES	FRENTE	HORAS ACARREO (TOTAL HORAS)	COSTO DE ACARREO Y TRANSPORTE incluye energía eléctrica \$6.99 (\$)
	F- BOLSILLO	210:08:00	1468.60
	F -1	160:49:00	1123.99
	F -PATY	173:20:00	1211.37
	PROYECTO- S.	180:33:00	1261.70
	F - RAMPA2	152:48:00	1068.07
	Nº DE FRENTES:	HORAS ACARREO (TOTAL HORAS):	COSTO TOTAL:
	5	877:50:00	6133.73

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 66

Contrata "O" cámaras y pilares

ZONA "O" CAMARAS Y PILARES	FRENTE	HORAS ACARREO	COSTO DE ACARREO Y TRANSPORTE incluye energía eléctrica \$6.99 (\$)
		TOTAL HORAS:	
	F-BOLSILLO	210:05:00	1474.19
	F -1	170:03:00	1188.30
	F -PATY	201:49:00	1410.58
	PROYECTO- S.	190:08:00	1328.80
	F - RAMPA 4	163:36:00	1143.56
	Nº DE FRENTE:	HORAS ACARREO	COSTO TOTAL:
		TOTAL HORAS:	
	5	936:26:00	6545.44

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 67

Contrata "T" cámaras y pilares

ZONA "T" CAMARAS Y PILARES	FRENTE	HORAS ACARREO	COSTO DE ACARREO Y TRANSPORTE incluye energía eléctrica \$6.99 (\$)
		TOTAL HORAS:	
	F- T40	170:42:00	1193.19

F - PROY-A	159:25:00	1114.21
F -X	139:19:00	973.71
F - HIELO	140:05:00	980.70
F - S	133:20:00	854.88
RAMPA 25	152:42:00	1067.37
F - BOLL 22	140:29:00	982.10
N° DE FRENTE:	HORAS DE ACARREO	COSTO TOTAL:
	TOTAL HORAS:	
7	1025:22:00	7166.15

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 68

Resumen de horas de acarreo por zonas

ZONA	HORAS ACUMULADAS	COSTO / HR MAQUINA (\$)	COSTO TOTAL
• ZONA G	1191.80	6.99	8230.73
• ZONA H	620.30	6.99	4824.50
• ZONA N	877.80	6.99	6133.73
• ZONA O	936.40	6.99	6545.44
• ZONA T	1025.40	6.99	7166.15
TOTAL			32900.55

Fuente. Elaboración propia.

Entonces se tiene el siguiente cuadro de las diferencias de costos en el acarreo.

Tabla 69

Costos por método de explotación

COSTOS POR METODO DE EXPLOTACIÓN	
• CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	\$ 24 485.27
• CAMARAS Y PILARES	\$ 32900.55
DIFERENCIA DE COSTOS	\$ 8 415.28

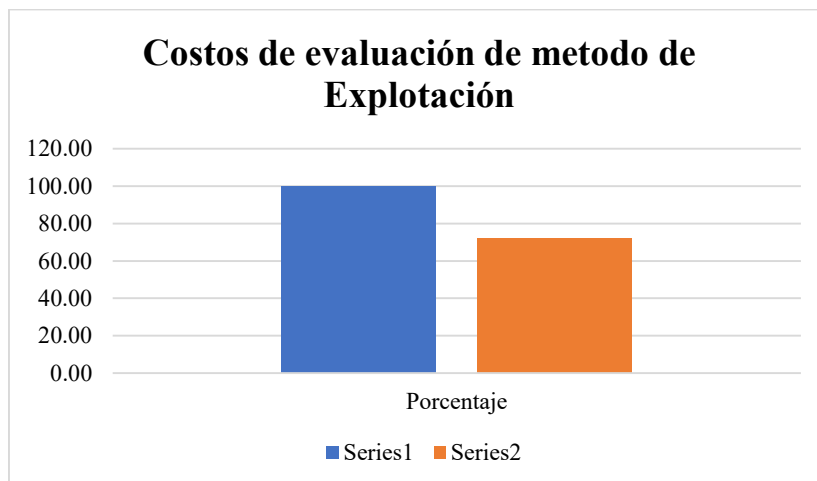
Fuente: Elaboración propia.

- El comparativo que se tiene en la explotación de métodos de explotación con los cuadros adjuntos y el resultado obtenido es de \$ 8 415.28.
- En la explotación de cada método el acarreo representa el 73% de inversión en los costos unitarios siendo este el mayor enforque.

Siendo esto la diferencia entre estos 2 resultados el siguiente:

Figura 20

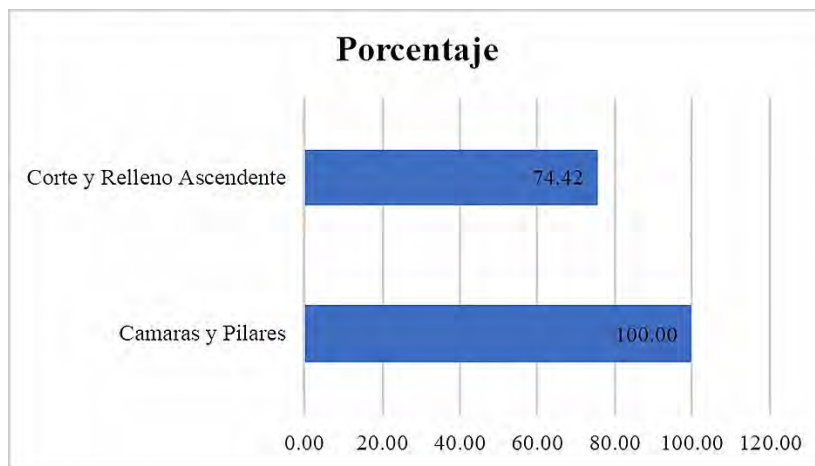
Gráfico de los costos de evaluación de método de explotación



Fuente: Elaboración propia.

Figura 21

Porcentaje de costos en evaluación del método de explotación



Fuente: Elaboración propia.

La diferencia de porcentaje de explotación es de 25.58 % de inversión en la comparación de métodos de explotación.

Así mismo el tiempo de es el siguiente:

- Monto de diferencia: **\$ 8 415.28**
- El costo operativo: \$ 6.99
- Tiempo acumulado = $9415.28 / 6.99$
- Tiempo acumulado = 1,346.96 Hrs
- Total de frentes de toda la zona = 28 zonas
- Total de frentes de toda la zona = $1,346.96 / 28$
- Total de frentes de toda la zona = **48.10 hrs**

Aproximadamente nos genera 2 días de avance a la producción y planificación requerida por la Unidad Minera siendo este tiempo un factor fundamental para aplicar procesos operativos y mejorar la fluidez de la operación.

3.4.6. Resumen de costos de explotación: cámaras y pilares, corte - relleno

A continuación, se muestra un cuadro resumen de costos de ambos métodos, con el fin de demostrar la optimización de cada uno.

Tabla 70

Resumen de costos: explotación corte y relleno a cámaras y pilares

Zona	Corte y Relleno Ascendente – Horas	Corte y Relleno Ascendente – Costo (US\$)	Cámaras y Pilares – Horas	Cámaras y Pilares – Costo (US\$)	Ahorro (US\$) (Cámaras y Pilares – Corte y Relleno)	Ahorro % (Ahorro/ Cámaras y Pilares)
G	946.50	6,616.04	1,191.80	8,230.73	1,614.69	19.62%
H	493.50	3,449.57	620.30	4,824.50	1,374.93	28.50%
N	640.10	4,474.30	877.80	6,133.73	1,659.43	27.05%
O	623.00	4,354.77	936.40	6,545.44	2,190.67	33.47%
T	799.80	5,590.60	1,025.40	7,166.15	1,575.55	21.99%
TOTAL	3,502.90	24,485.271	4,651.70	32,900.55	8,415.28	27.77%

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO IV

IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS

4.1.1. Resultados respecto a los objetivos específicos

- Establecer la influencia de la caracterización geológica y geomecánica de los mantos en la viabilidad técnica de los métodos de explotación cámaras y pilares frente a el método de corte y relleno en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

Los resultados de campo mostraron que la evaluación técnica del método de explotación se sustentó en criterios vinculados con la forma, tamaño y posición del cuerpo mineralizado, la distribución del yacimiento, las propiedades físicas y químicas del mineral, la geología del macizo rocoso y los factores económicos y de transporte. Estos elementos permitieron relacionar la caracterización del depósito aurífero tipo manto con la selección del método de explotación más conveniente para la Unidad Minera Ana María.

En la caracterización geomecánica, el macizo rocoso presentó un RMR entre 45 y 55, clasificado como roca regular. Asimismo, se registró una potencia promedio de veta de 2.40 m, un buzamiento de 78°, una longitud de perforación de 1.52 m/disparo, un avance efectivo de voladura de 1.42 m/disparo, un tonelaje roto de 14.12 TM y un volumen producto de voladura de 5.36 m³. Estos datos evidencian que el cuerpo mineralizado tiene condiciones favorables por su buzamiento elevado, pero también exige control operativo por la calidad regular de la roca.

Tabla 71*Caracterización geomecánica y operativa del manto evaluado*

Indicador técnico	Resultado obtenido	Interpretación técnica
RMR	45–55	Macizo de calidad regular; requiere control geomecánico periódico especialmente en la revisión del frente, techo y hastiales, debido a que la calidad regular de la roca puede presentar zonas con fracturas o bloques inestables. Asimismo, el valor RMR 45–55 proviene del mapeo geomecánico realizado en campo y de la sumatoria de los parámetros de Bieniawski (1989), lo que ubica al macizo rocoso en la Clase III – Regular.
Calidad de roca	Regular	Condición que exige sostenimiento y control de estabilidad.
Potencia de veta	2.40 m promedio	Permite explotación, aunque está por debajo del valor óptimo de 2.8 m señalado en el documento.
Buzamiento	78°	Condición favorable por superar los 60° considerados óptimos.
Avance efectivo	1.42 m/disparo	Define el rendimiento real de avance por voladura.
Tonelaje roto	14.12 TM	Permite estimar producción por disparo.
Volumen de voladura	5.36 m ³	Base para cálculos de limpieza, carguío y acarreo.

Fuente: Elaboración propia.

Respecto a la zonificación, se identificaron cinco zonas de trabajo. Las zonas G, H, N y O corresponden al Manto Oropesa, mientras que la zona T corresponde al Manto Sol de Oro. Asimismo, se registran niveles de trabajo de 5000 m para las zonas G y H, 5975 m para las zonas N y O, y 5010 m para la zona T. En cuanto al número de frentes, la zona G registra 7 frentes, la zona H 4 frentes, la zona N 5 frentes, la zona O 5 frentes y la zona T 7 frentes. Así como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 72*Zonificación de los mantos evaluados*

Zona	Frente principal	Estructura	Periodo de trabajo	Nivel
G	Frente Chaccho	Manto Oropesa	Marzo–abril 2025	5000 m
H	Frente Chaccho	Manto Oropesa	Mayo–junio 2025	5000 m
N	Frente Bolsillo	Manto Oropesa	Abril–mayo 2025	5975 m
O	Frente Bolsillo	Manto Oropesa	Mayo–junio 2025	5975 m
T	Frente Tajero 40	Manto Sol de Oro	Abril–mayo 2025	5010 m

Fuente: Elaboración propia.

En función de estos resultados, la viabilidad técnica del método de corte y relleno ascendente resulta favorable para este tipo de yacimiento, especialmente cuando se requiere mayor control de estabilidad en las cajas o cuando las propiedades mecánicas de la roca presentan limitaciones. Según lo observado en campo, el uso progresivo del relleno permite sostener las labores explotadas, reducir riesgos de inestabilidad y mejorar las condiciones de seguridad durante la extracción. Además, permite controlar posibles desprendimientos mediante sostenimiento y facilita seguir irregularidades de la mineralización. Por ello, considerando el RMR regular, la potencia promedio de 2.40 m y el buzamiento de 78°, este método muestra mayor correspondencia con las condiciones geológicas y geomecánicas reportadas en campo.

- Determinar los efectos que genera la aplicación del método de cámara y pilares frente a el método de corte y relleno sobre los costos operativos según el tipo de manto explotado en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

Los resultados económicos se organizaron a partir de los costos de perforación, sostenimiento, acarreo y transporte. En perforación, el documento establece un costo horario de US\$ 14.62/h, que incluye compresora, perforadora y energía eléctrica. Con

este valor, los costos de perforación por zona fueron: US\$ 6,616.04 en la zona G, US\$ 3,449.57 en la zona H, US\$ 4,474.30 en la zona N, US\$ 4,354.77 en la zona O y US\$ 5,590.60 en la zona T.

Tabla 73

Costo de perforación por zonas

Zona	Costo de perforación
• Zona G	US\$ 6,616.035
• Zona H	US\$ 3,449.565
• Zona N	US\$ 4,474.299
• Zona O	US\$ 4,354.77
• Zona T	US\$ 5,590.602
Total referencial	US\$ 24,485.271

Fuente: Elaboración propia.

En el componente de acarreo y transporte, se calculó un costo operativo de US\$ 6.99 por hora, considerando línea de Cauville, carrito minero U-35, accesorios, materiales y energía eléctrica. Con base en este costo horario, el método de corte y relleno ascendente registró un costo total de US\$ 24,485.271, mientras que el método de cámaras y pilares registró US\$ 32,900.55.

Tabla 74

Comparación de costos operativos según métodos aplicados

Zona	Corte y relleno: horas	Corte y relleno: costo	Cámaras y pilares: horas	Cámaras y pilares: costo	Ahorro	Ahorro %
G	946.50	US\$ 6,616.04	1,191.80	US\$ 8,230.73	US\$ 1,614.69	19.62%
H	493.50	US\$ 3,449.57	620.30	US\$ 4,824.50	US\$ 1,374.93	28.50%

N	640.10	US\$ 4,474.30	877.80	US\$ 6,133.73	US\$ 1,659.43	27.05%
O	623.00	US\$ 4,354.77	936.40	US\$ 6,545.44	US\$ 2,190.67	33.47%
T	799.80	US\$ 5,590.60	1,025.40	US\$ 7,166.15	US\$ 1,575.55	21.99%
Total	3,502.90	US\$ 24,485.271	4,651.70	US\$ 32,900.55	US\$ 8,415.28	25.58%

Fuente: Elaboración propia.

Los resultados muestran que el método de corte y relleno ascendente genera menores costos operativos en todas las zonas evaluadas. La mayor diferencia económica se presentó en la zona O, con un ahorro de US\$ 2,190.67, equivalente al 33.47%. Luego se ubicaron la zona N con US\$ 1,659.43 de ahorro, la zona G con US\$ 1,614.69, la zona T con US\$ 1,575.55 y la zona H con US\$ 1,374.93. En conjunto, la aplicación de corte y relleno redujo el costo en US\$ 8,415.28, equivalente al 25.58 % respecto al método de cámaras y pilares.

Asimismo, al agrupar los resultados según la estructura mineralizada, las zonas G, H, N y O vinculadas al Manto Oropesa concentran la mayor parte del ahorro económico, mientras que el Manto Sol de Oro, representado por la zona T, evidencia una reducción de costos a favor del corte y relleno ascendente. Por tanto, la comparación por zonas evidencia que el tipo de manto y sus condiciones operativas influyen en el comportamiento económico de cada método de explotación.

- Determinar el método de explotación adecuado, según la caracterización del manto, mejora la eficiencia operativa en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

A partir de los resultados técnicos y económicos, el método que muestra mejor desempeño operativo es el corte y relleno ascendente. Esta afirmación se sustenta en dos aspectos principales:

- 1) Por su compatibilidad técnica con un macizo rocoso de calidad regular, una potencia promedio de 2.40 m y un buzamiento de 78°
- 2) Por su menor costo y menor tiempo acumulado en comparación con el método de cámaras y pilares.

Tabla 75

Caracterización del manto para selección del método de explotación

Criterio evaluado	Resultado obtenido en campo	Interpretación técnica	Relación con el método adecuado
RMR	45–55	Macizo rocoso de calidad regular.	Requiere un método con mayor control de estabilidad.
Calidad de roca	Regular	Condición que exige sostenimiento y control operativo.	Favorece el uso de corte y relleno ascendente.
Potencia de veta	2.40 m promedio	Potencia explotable, aunque no muy amplia.	Permite una explotación más controlada y selectiva.
Buzamiento	78°	Buzamiento alto y favorable para explotación subterránea.	Facilita el avance mediante corte y relleno.
Avance efectivo	1.42 m/disparo	Rendimiento operativo definido por disparo.	Permite programar producción y acarreo con mayor control.
Tonelaje roto	14.12 TM	Producción por disparo cuantificada.	Sirve para calcular eficiencia de extracción y costos.
Volumen de voladura	5.36 m ³	Volumen base para limpieza, carguío y acarreo.	Permite estimar costos operativos del método.

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 73 evidencia que las condiciones del manto, especialmente la calidad regular del macizo rocoso, la potencia promedio de 2.40 m y el buzamiento de 78°, permiten determinar que el método de corte y relleno ascendente se ajusta mejor a las características técnicas del yacimiento. Este método ofrece mayor control de estabilidad, permite adaptarse a irregularidades de mineralización y reduce los riesgos operativos asociados al desprendimiento de roca.

Además, considerado lo mostrado en la Tabla 72, de la comparación de eficiencia operativa entre los métodos de explotación, se precisa que, en términos de eficiencia operativa, el método de corte y relleno ascendente acumuló 3,502.90 horas, mientras que cámaras y pilares acumuló 4,651.70 horas. Esto significa que cámaras y pilares demandó 1,148.80 horas adicionales para las zonas evaluadas. Del mismo modo, el costo total del corte y relleno fue de US\$ 24,485.271, frente a US\$ 32,900.55 en cámaras y pilares. Por tanto, el corte y relleno ascendente no solo presentó menor costo, sino también menor tiempo operativo acumulado.

En consecuencia, el método de corte y relleno ascendente se determina como el método más adecuado para la Unidad Minera Ana María, porque responde mejor a las condiciones geomecánicas del manto y mejora la eficiencia operativa al reducir horas de acarreo, costos de transporte y costos totales de explotación.

4.1.2. Resultados respecto al objetivo general

- Determinar la caracterización de los depósitos de oro tipo manto influye en la mejora de los costos operativos en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.

Los resultados generales evidencian que la caracterización de los depósitos de oro tipo manto influye en la mejora de los costos operativos, debido a que permite seleccionar un método de explotación compatible con las condiciones reales del yacimiento. En el caso evaluado, el RMR de 45–55, la calidad regular del macizo rocoso, la potencia promedio de 2.40 m, el buzamiento de 78° y la zonificación de los mantos permitieron comparar técnica y económicamente los métodos de cámaras y pilares y corte y relleno ascendente.

Tabla 76

Influencia del manto en la mejora de los costos operativos

Elemento de caracterización	Resultado principal	Relación con la operación	Efecto en los costos operativos
Calidad del macizo rocoso	RMR 45–55, roca regular	– Requiere un método con control de estabilidad y sostenimiento.	– Favorece el corte y relleno ascendente, al mejorar el control operativo y optimizar el tipo de sostenimiento, minimizando los costos de sostenimiento, reduciendo la necesidad de sostenimientos adicionales y, por tanto, los costos asociados.
Potencia del manto	2.40 m promedio	– Permite explotación subterránea controlada.	– Reduce sobre excavación y permite mejor manejo del frente.
Buzamiento del manto	78°	– Condición favorable para el avance del método.	– Permite mejorar la continuidad del avance operativo.
Producción por disparo	14.12 TM	– Permite estimar rendimiento por voladura.	– Sirve para calcular limpieza, carguío, acarreo y costos.
Volumen de voladura	5.36 m ³	– Base para el cálculo de operaciones unitarias.	– Permite proyectar costos por guardia y por zona.

Método con mejor desempeño	Corte y relleno ascendente	–	Menor tiempo acumulado: 3,502.90 h frente a 4,651.70 h.	–	Genera ahorro de US\$ 8,415.28.
Mejora económica total	25.58% de ahorro	–	Reducción de costos frente a cámaras y pilares.	–	Mejora directa de los costos operativos.

Fuente: Elaboración propia.

La Tabla 74 permite integrar la caracterización técnica del manto con los resultados económicos obtenidos. La calidad regular del macizo rocoso, la potencia promedio de 2.40 m y el buzamiento de 78° justifican la elección de un método con mayor control operativo. Esta decisión se refleja en la reducción del costo total de US\$ 32,900.55 a US\$ 24,485.271, generando un ahorro de US\$ 8,415.28, equivalente al 25.58%.

Tabla 77

Resumen final de costos por método de explotación

Método de explotación	Costo total US\$
– Corte y relleno ascendente	24,485.271
– Cámaras y pilares	32,900.55
Diferencia de costos	8 415.28
Ahorro porcentual	25.58%

Fuente: Elaboración propia.

En síntesis, los resultados demuestran que la caracterización de los depósitos de oro tipo manto influye directamente en la mejora de los costos operativos, porque permite seleccionar el método de explotación más compatible con las condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento. En la Unidad Minera Ana María, el método de corte y relleno ascendente presentó mejor desempeño técnico-operativo que cámaras y pilares, al reducir el tiempo acumulado de trabajo y disminuir los costos de explotación en US\$ 8,415.28. Por ello, se determina que la caracterización del manto constituye un criterio

técnico fundamental para optimizar los costos operativos y mejorar la eficiencia de la explotación minera.

4.2.DISCUSIÓN

En el presente estudio se determinó que la caracterización geológica y geomecánica de los mantos influyó directamente en la viabilidad técnica de los métodos de explotación. Estas condiciones evidencian que el cuerpo mineralizado posee un buzamiento favorable para la explotación subterránea, pero también requiere un método que permita mayor control de estabilidad, sostenimiento progresivo y adaptación a las condiciones del frente de trabajo. En ese sentido, el método de corte y relleno ascendente mostró mejor correspondencia técnica con las características del manto. Estos resultados muestran que la viabilidad técnica del método depende de su correspondencia con la geometría del manto y con la calidad del macizo rocoso.

En esa misma línea, **Simon et al.** (2023) sostienen que la integración entre la caracterización geológica de depósitos tipo manto y la gestión operativa permite mejorar la planificación y la recuperación del mineral. En ese sentido, el presente estudio confirma dicha premisa, ya que la selección del método en función de las condiciones del manto permitió optimizar no solo la estabilidad del macizo, sino también la operatividad del sistema de explotación, evidenciando que la caracterización geomecánica no es un elemento aislado, sino determinante en la toma de decisiones técnicas.

Asimismo, **Maldonado** (2022) identificó que el método de corte y relleno mejora la estabilidad del macizo en un 20% en condiciones con RMR 61, lo cual coincide con los resultados obtenidos en la presente investigación, donde, a pesar de trabajar con un macizo de menor calidad (RMR 45–55), el método de corte y relleno mantiene condiciones operativas más seguras y controladas. Por tanto, ambos estudios coinciden

en que la elección del método debe responder directamente a las condiciones geomecánicas del yacimiento.

Respecto al segundo objetivo, el estudio evidenció que la aplicación del método de corte y relleno ascendente genera una reducción significativa en los costos operativos en comparación con el método de cámaras y pilares. En el componente de acarreo y transporte, el método de corte y relleno registró un costo total de US\$ 24,485.271, mientras que cámaras y pilares alcanzó US\$ 32,900.55. Esto representa una diferencia favorable de US\$ 8,415.28, equivalente a un ahorro de 25.58%. Además, el corte y relleno acumuló 3,502.90 horas, frente a 4,651.70 horas en cámaras y pilares, lo que evidencia una reducción de 1,148.80 horas operativas. Estos resultados demuestran que la adecuada selección del método, basada en la caracterización del manto, permite reducir costos y mejorar la eficiencia del proceso de explotación.

En concordancia con estos resultados, **Rojas y Zúñiga (2020)** señalan que las actividades de limpieza, carguío y acarreo representan el mayor porcentaje del costo operativo total en minería, alcanzando hasta el 40.87%. En ese sentido, el presente estudio corrobora dicha afirmación, ya que el acarreo se identificó como el componente más sensible del costo, explicando gran parte de la diferencia económica entre los métodos evaluados. Así también, **Aguilar (2023)** determinó que la optimización de parámetros de voladura permite reducir costos en aproximadamente un 12%, lo cual se relaciona con los resultados del presente estudio, donde el ajuste de mallas, burden y espaciamiento evidencia un potencial de reducción de costos por disparo, fortaleciendo la eficiencia operativa del método seleccionado.

De igual manera, **Vicente (2023)** concluyó que la estandarización de procesos de perforación y voladura puede reducir costos unitarios en aproximadamente 7%, lo que

coincide con el presente estudio al evidenciar que existe un margen de mejora en los costos de perforación (US\$ 2.96–3.86/m), los cuales pueden optimizarse mediante ajustes operativos. En conjunto, estos resultados permiten afirmar que la reducción de costos operativos está directamente relacionada con la correcta selección del método y la optimización de sus parámetros técnicos.

En relación con el tercer objetivo, se determinó que la elección del método de explotación según la caracterización del manto mejora la eficiencia operativa. Esta mejora se reflejó en el menor tiempo acumulado y en el menor costo total obtenido por el método de corte y relleno ascendente. A diferencia de cámaras y pilares, este método se ajustó mejor a las condiciones del macizo rocoso de calidad regular, a la potencia promedio de 2.40 m y al buzamiento de 78°, permitiendo una explotación más controlada. Por ello, el corte y relleno ascendente se identificó como el método más adecuado para las condiciones evaluadas en la Unidad Minera Ana María.

En esa misma línea, **Zevallos** (2022) evidenció que la estandarización de secciones y mallas de perforación permite generar reducciones significativas en los costos y mejorar la eficiencia del proceso, lo cual coincide con los resultados obtenidos, donde la optimización de las labores y el diseño de los frentes contribuyen a una mayor productividad.

Por su parte, **Ríos** (2019) señala que la estandarización de procesos operativos reduce el costo total en aproximadamente 9.93%, lo cual es coherente con los resultados de la presente investigación, donde la mejora en los procesos de perforación, voladura y acarreo evidencia un impacto directo en la eficiencia global de la operación minera.

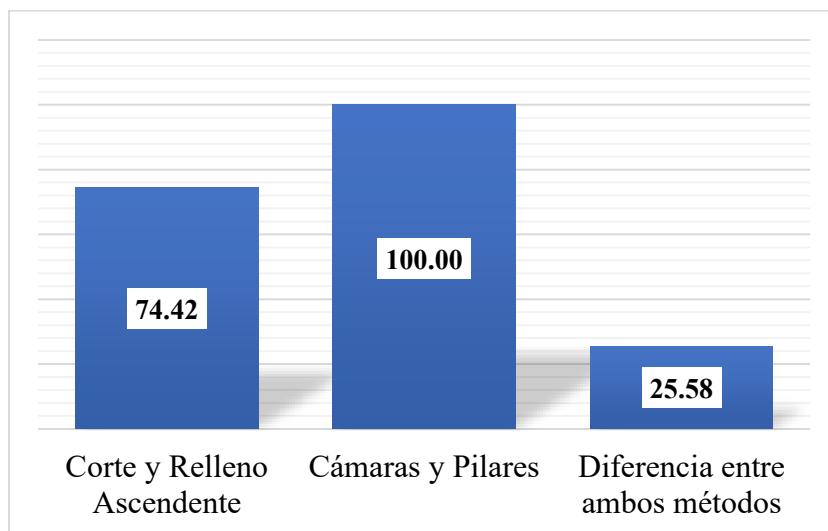
De manera general, el estudio determinó que la caracterización de los depósitos de oro tipo manto influye de manera directa en la mejora de los costos operativos en la

Unidad Minera Ana María. Esta influencia se evidencia en que la información geológica, estructural y geomecánica permitió seleccionar el método de explotación más adecuado, obteniéndose mejores resultados con el corte y relleno ascendente. La comparación final mostró que este método redujo los costos de US\$ 32,900.55 a US\$ 24,485.271, generando un ahorro de US\$ 8,415.28, equivalente al 25.58%.

En concordancia con **Simon et al. (2023)**, quienes señalan que la integración entre la geología del depósito y la operación minera mejora la eficiencia y reduce costos, el presente estudio confirma que dicha relación es determinante, evidenciando que la correcta selección del método permitió reducir costos de acarreo en 25.58% y optimizar tiempos operativos. Para reforzar esta interpretación, la Figura 19 presenta la comparación porcentual final entre los métodos de explotación evaluados, así como la diferencia obtenida entre ambos.

Figura 22

Porcentaje final de la evaluación de los métodos de explotación



Fuente: Elaboración propia.

A partir de la Figura 19, se observa que el método de cámaras y pilares alcanza el 100.00%, mientras que el corte y relleno ascendente registra 74.42%, generando una diferencia de 25.58% entre ambos métodos. Este resultado permite cerrar la discusión señalando que, aunque cámaras y pilares presenta una mayor valoración porcentual, el corte y relleno ascendente demuestra mejor pertinencia económica y operativa para las condiciones específicas del yacimiento evaluado. Por ello, los resultados no solo coinciden con la literatura revisada, sino que amplían su aplicación al contexto de mantos auríferos en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada. En consecuencia, la caracterización geológica y geomecánica se confirma como un criterio técnico clave para seleccionar el método de explotación más compatible con la realidad del macizo rocoso y con la optimización de costos operativos en la operación minera subterránea actual.

CONCLUSIONES

1. La investigación evidenció que la caracterización integral de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada permitió optimizar la explotación y mejorar el control de los costos operativos, al reducir gastos innecesarios en perforación, voladura, sostenimiento, acarreo y transporte, alcanzando una disminución estimada entre 10 % y 20 %. El análisis geológico, mineralógico y estructural orientó la elección del método de minado más adecuado para cada manto, elevando la eficiencia y la rentabilidad. Asimismo, la evaluación estructural y litológica considerando mantos tabulares con buzamiento bajo a moderado y encajonantes de pizarra o cuarcita posibilitó definir mallas, cargas y ciclos acordes con el comportamiento del macizo, con costos de perforación diferenciados por zona (US\$2.96–3.86/m; promedio $\approx$ US\$3.30/m) y productividades uniformes. Se confirmó que caracterizar el manto guía decisiones operativas que optimizan los costos unitarios de explotación y mejoran la rentabilidad operativa cuando la geometría, la potencia y la competencia de la roca se ajustan al diseño de labores.
2. El macizo rocoso, con un RMR de 45–55 y mantos tabulares de 0° a 25°, presenta estabilidad suficiente para emplear el método de cámaras y pilares, debido a un techo estable y un sostenimiento simple. El RMR se obtuvo en campo mediante evaluación de resistencia, RQD, discontinuidades y humedad, ubicando el macizo en la Clase III – Regular (Bieniawski, 1989). En mantos vetiformes con buzamiento $>60^\circ$, el corte y relleno ascendente es óptimo para controlar dilución y asegurar el soporte con relleno. La selección del método está alineada con las condiciones geomecánicas identificadas.

3. La aplicación del método de corte y relleno ascendente permitió mejorar los costos operativos de la explotación, generando un ahorro total de US\$ 8 415,28, equivalente a una reducción del 25,58 % respecto al método de cámaras y pilares. Asimismo, en las zonas H, N, O y T, el costo de perforación varió entre US\$ 2,96/m y US\$ 3,26/m, mientras que en la zona G alcanzó US\$ 3,86/m. Por tanto, el método de corte y relleno ascendente presentó una mayor conveniencia económica para las condiciones del manto evaluado.
4. Finalmente, la correspondencia entre el método de explotación, la geometría y las condiciones geomecánicas del manto permitió determinar que el método de corte y relleno ascendente fue la alternativa óptima para la Unidad Minera Ana María. Las zonas con mejor ajuste presentaron menores costos de perforación por metro, como la zona T, con aproximadamente US\$ 2,96/m, y mayores ritmos de avance, frente a zonas de geometría menos regular, como la zona G, con aproximadamente US\$ 3,86/m. La selección del corte y relleno ascendente respondió a la morfología, potencia, buzamiento y calidad geomecánica del manto, permitiendo una explotación más selectiva, un mejor control de la estabilidad de las labores y una planificación minera más eficiente. Por tanto, la caracterización de los mantos permitió seleccionar técnicamente el método de explotación que mejor se adapta a las condiciones reales del yacimiento.

RECOMENDACIONES

- 1) Se recomienda a la Unidad Minera Ana María y a las empresas auríferas de La Rinconada que el área de explotación y planeamiento, a largo plazo, incorpore dentro de su planificación minera la caracterización geológica, mineralógica y estructural de los mantos, con el fin de orientar técnicamente la selección del método de explotación más adecuado, considerando los métodos de corte y relleno ascendente o cámaras y pilares. Esta medida permitiría reducir de manera significativa los costos operativos y, al mismo tiempo, fortalecer la seguridad en las labores mineras. El cumplimiento de esta actividad debe estar a cargo del área responsable de la evaluación para la explotación del mineral, específicamente las áreas de Geología y Operaciones, por ser las instancias técnicas encargadas de generar, interpretar y aplicar la información necesaria para la planificación y ejecución de la explotación.
- 2) *Se sugiere al Ministerio de Energía y Minas (MINEM)* impulsar la mejora de los estándares técnicos de caracterización geomecánica dentro de los reglamentos que regulan las operaciones subterráneas. La experiencia de la mina Ana María demuestra que una caracterización adecuada puede traducirse en ahorros superiores al 15 % en los costos; por ello, su inclusión normativa beneficiaría también a otras operaciones mineras del país que trabajen bajo condiciones similares.
- 3) *Se recomienda al Gobierno Regional de Puno y a la Dirección Regional de Energía y Minas (DREM-Puno)* poner en marcha proyectos de apoyo técnico que ofrezcan capacitación en caracterización geológica y planeamiento minero. Muchas minas de La Rinconada aún operan sin estudios detallados, y esta articulación permitiría mejorar los procesos de formalización, además de disminuir las pérdidas económicas y los impactos ambientales en la región.

- 4) *Se recomienda* al Gobierno Regional de Puno: incorporar en el Plan de Desarrollo Regional un eje de “productividad y seguridad en minería subterránea” que financie con recursos concursables el mejoramiento de infraestructura eléctrica para ventilación y compresión, centros de entrenamiento técnico en Ananea y cofinancie levantamientos geomecánicos básicos en operaciones formalizadas para alinear método de explotación con condiciones del manto. Y así mismo a la *comunidad local y a las organizaciones sociales de La Rinconada* establecer mesas de diálogo técnico-comunitarias donde se expongan los beneficios de una minería planificada: reducción de costos, mayor eficiencia, incremento de la seguridad laboral y disminución de impactos ambientales. Este tipo de espacios fortalecerá la confianza hacia las operaciones formales y contribuirá a mejorar las condiciones socioeconómicas de la población local.

BIBLIOGRAFÍA

- Academias Nacionales de Ciencias, Ingeniería y Medicina. (2023). *Operaciones modernas de extracción de oro. Los posibles impactos de la minería de oro en Virginia*. La Prensa de las Academias Nacionales.
<https://www.nationalacademies.org/read/26643/chapter/5#48>
- Aguilar , J. (2023). *Reducción de costos operativos en perforación y voladura con nuevo diseño de malla y carga explosiva en el by pass 723 e de la compañía minera las bravas n° 2 – arequipa*. Puno: Repositorio de la Universidad nacional del Altiplano. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/19372>
- Andrade, H. (marzo de 2025). *Gestión de la dilución y los costos en minas de oro subterráneas con vetas estrechas: desafíos y soluciones*. SRK Consulting:
<https://www.srk.com/en/publications/managing-dilution-costs-gold-mines>
- Atlas Copco. (2007). *Mining Methods in Underground Mining*. Atlas Copco.
https://miningandblasting.wordpress.com/wp-content/uploads/2009/09/mining_methods_underground_mining.pdf
- Biały, W., Prostanski, D., & Botoz, T. (2024). Selección de rozadoras de tajo largo basada en los resultados de la investigación sobre las propiedades mecánicas del carbón. *Scientific Reports*, 14. <https://doi.org/10.1038/s41598-024-69178-w>
- Bieniawski., Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists*. John Wiley & Sons.
https://iem.ca/pdf/resources/Engineering%20Rock%20Mass%20Classifications_%20A%20Complete%20Manual%20for%20Engineers%20and%20Geologists%20in%20Mining%2C%20Civil%2C%20and%20Petroleum%20Engineering.pdf?

- Blenkinsop, T., Oliver, N., Dirks, P., Nugus, M., Tripp, G., & Sanislav, I. (2020). Geología estructural aplicada a la evaluación de depósitos de oro hidrotermales. *Reseñas en Geología Económica*, 21, 1-23. <https://doi.org/10.5382/rev.21.01>
- Bustinza, Y. (20 de marzo de 2025). *Corte y Relleno Ascendente Convencional*. Prezi: <https://prezi.com/p/6ilzevvejar8/corte-y-relleno-ascendente-convencional/>
- Camacho, C., Caceres, D., Diaz, C., Espejo, P., & Lezameta, P. (2013). *Métodos de Explotación: Cámaras y Pilares - Informe Técnico*. <https://www.studocu.com/pe/document/universidad-ricardo-palma/matematica-financiera/camaras-y-pilares-libro/21698507>
- Camm, T. W., & Stebbins, S. A. (2023). Modelos de costos simplificados para la evaluación de minas subterráneas: Manual para estimaciones rápidas de costos de prefactibilidad (Edición revisada). *Mining Engineering*(16). https://digitalcommons.mtech.edu/mine_engr/16?utm_source=digitalcommons.mtech.edu%2Fmine_engr%2F16&utm_medium=PDF&utm_campaign=PDFCoverPages
- Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum. (2022). *CIM industrial minerals best practice guidelines (Draft Version 9 Revision 1)*. https://www.cim.org/media/5590/cim_im_bp_guidelines_draft_version9_rev1_december28_2022_clean.pdf
- Cánovas, M., Arzúa, J., Nikadat, N., Ghorbani, Y., Nwaila, G., Zhang, S., . . . Cánovas, M. (2023). Avanzando hacia los recursos minerales del subsuelo profundo: factores impulsores, desafíos y posibles soluciones. 80.

- Chávez , A., Salas , G., Cuadros , J., & Gutiérrez , E. (1996). *Geología de los cuadrángulos de Putina y La Rinconada, hojas: 30-x y 30-y – [Boletín A 66].*
 Repositorio Institucional INGAMMENT.
<https://hdl.handle.net/20.500.12544/188>
- Curry, J., Ismay, M., & Jameson, G. (2013). Mine operating costs and the potential impacts of energy and grinding. *Minerals Engineering*, Minerals Engineering.
<https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.10.020>
- De la Cruz, N., & Carpio, M. (1996). *Geologia de los cuadrangulos de Sandia y San ignacio.* INGEMMET.
<https://doi.org/https://www.calameo.com/read/0008201295f062fe7e28c>
- Department of Geology and Mines. (2023). *Mineral Exploration Guidelines 2023.*
 Department of Geology and MinesMinistry of Energy and Natural ResourcesRoyal Government of Bhutan. <https://www.moenr.gov.bt/wp-content/uploads/2017/07/Mineral-Exploration-Guidelines-2023.pdf>
- Enciclopedia Britanica. (10 de mayo de 2025). *Dureza de Mohs*. Enciclopedia Britanica:
<https://www.britannica.com/science/Mohs-hardness>
- Flores, A., Member, S., IEEE, Soto, R., Campos, J., & Cocatelli, M. (2017). Detección de rocas sueltas en minas subterráneas mediante UAV y procesamiento de imágenes térmicas. *IEEE Access*. <https://doi.org/10.1109/ACCESS.2017>
- Fornari, M., & Bonnemaïson, M. (1984). Mantos et amas sulfo-arsénié à or : La Rinconada, premier indice de minéralisation de type exhalatif-sédimentaire dans la Cordillère orientale du Pérou. *Chronique de la Recherche Minière*, 33–40.
<https://www.documentation.ird.fr/hor/fdi:22078>

- Fornari, M., & Hérail, G. (1991). Lower Paleozoic gold occurrences in the “Eastern Cordillera” of Southern Peru and Northern Bolivia: A genetic model. En A. Balkema, *The Economics, Geology, Geochemistry and Genesis of Gold Deposits* (págs. 135–142). Brazil: E.A.LADEIRA.
- Guevara, G. (2019). Análisis documental: Propuestas metodológicas para la transformación en programas de posgrado desde el enfoque socioformativo. *Atenas*, 3(47), 105-114.
<https://doi.org/https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=478060102007>
- Gutiérrez Híjar, L. D. (2011). *Proyecto de aplicación del método de explotación sub level stoping en el tajo 420-380 en mina Chipmo, U.E.A. Orcopampa*. Repositorio Pontificia Universidad Católica del Perú (PUCP).
<http://hdl.handle.net/20.500.12404/533>
- Hack, H., & Huisman, M. (2002). Estimating the intact rock strength of a rock mass by simple means. *Section Engineering Geology*, -(3), 1971-1977.
https://doi.org/https://www.researchgate.net/publication/252932708_Estimating_the_intact_rock_strength_of_a_rock_mass_by_simple_means
- Heather, N., Dougherty, P., Andrew , P., & Schissler, P. (2020). *SME Mining Reference Handbook*. <https://smemi.personifycloud.com/personifyebusiness/Store/Product-Details/productId/3718631>
- Heather, N., Dougherty, P., Andrew , P., & Schissler, P. (2020). *SME Mining Reference Handbook*. <https://smemi.personifycloud.com/personifyebusiness/Store/Product-Details/productId/3718631>

- Hernández, R., & Mendoza, C. (2018). *Metodología de la investigación: Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta*. McGraw Hill.
https://doi.org/http://www.biblioteca.cij.gob.mx/Archivos/Materiales_de_consulta/Drogas_de_Abuso/Articulos/SampieriLasRutas.pdf
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2014). *Metodología de la Investigación*. McGrawHillEducation. <https://doi.org/https://www.esup.edu.pe/wp-content/uploads/2020/12/2.%20Hernandez,%20Fernandez%20y%20Baptista-metodolog%C3%ADa%20Investigacion%20Cientifica%206ta%20ed.pdf>
- Herrera, J. (2020). *Introducción a la minería subterránea*. Universidad Politécnica de Madrid.
https://doi.org/https://oa.upm.es/62726/1/METODOS_MINERIA_INTERIOR_LM1B4T4R0-20200406.pdf
- Ho, J. (2024). *Mineralización hidrotermal*. EBSCO: <https://www.ebsco.com/research-starters/environmental-sciences/hydrothermal-mineralization>
- INGEMMET. (2021). *Geología de los cuadrángulos de Sandia (hojas 29y1, 29y2, 29y3, 29y4) y San Ignacio (hoja 29z4)*. INGEMMET.
https://doi.org/https://www.researchgate.net/publication/351986134_Geologia_de_los_cuadrangulos_de_Sandia_y_San_Ignacio_Puno_-_Peru
- Instituto Geológico, M. y. (22 de junio de 2021). *Ingemmet identifica potencial de oro y elementos estratégicos en Puno*. gob.pe:
<https://www.gob.pe/institucion/ingemmet/noticias/501772-ingemmet-identifica-potencial-de-oro-y-elementos-estrategicos-en-puno>

ANEXOS

Matriz de consistencia

CARACTERIZACIÓN DE LOS DEPOSITOS DE ORO TIPO MANTO PARA MEJORAR LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD MINERA ANA MARIA - LA RINCONADA PUNO					
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	VARIABLE	DIMENSIONES	METODOLOGÍA
¿De qué manera mejoran los costos operativos mediante la caracterización de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025?	Mejorar los costos operativos mediante la caracterización adecuada de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.	Los costos operativos mejorarán significativamente mediante la caracterización de los depósitos de oro tipo manto en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno.	<u>Variable 1:</u> Caracterización de los depósitos de oro tipo manto	- Geológica - Mineralógica - Estructural - Costo de extracción minera - Costos de procesamiento de mineral (planta concentradora)	<u>TIPO</u> Analítico <u>NIVEL</u> Descriptivo <u>DISEÑO</u> No Experimental <u>ENFOQUE</u> Cuantitativo <u>POBLACIÓN</u> Unidad minera Ana María – La Rinconada Puno. <u>MUESTRA</u> Unidad minera Ana María – La Rinconada Puno.
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECIFICOS	VARIABLE	DIMENSIONES	METODOLOGÍA
P.E.1: ¿Cómo influye la caracterización geológica y geomecánica en el cambio de buzamiento de los mantos en la viabilidad técnica de los métodos de explotación de cámaras y pilares frente a el método de corte y relleno en la Unidad Minera Ana	O.E.1 Establecer la influencia de la caracterización geológica y geomecánica en el cambio de buzamiento de los mantos en la viabilidad técnica de los métodos de explotación cámaras y pilares frente a el método de corte y relleno en la Unidad	H.E.1 La caracterización geológica y geomecánica en el cambio de buzamiento de los mantos influirá significativamente en la viabilidad técnica de los métodos de explotación de cámaras y pilares frente a el método de corte y relleno en la Unidad Minera Ana María	<u>Variable 2:</u> Costos operativos		

María – La Rinconada, Puno, 2025? P.E.2: ¿Qué efectos genera la aplicación del método de cámara y pilares frente a el método de corte y relleno ascendente sobre los costos operativos según el tipo de manto explotado en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025? P.E.3: ¿Cuál es el método de explotación adecuado, según la caracterización del manto, permite mejorar la eficiencia operativa en la unidad minera en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025?	Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025. O.E.2: Determinar los efectos que genera la aplicación del método de cámara y pilares frente a el método de corte y relleno sobre los costos operativos según el tipo de manto explotado en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025 O.E.3: Determinar el método de explotación adecuado, según la caracterización del manto, mejora la eficiencia operativa en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.	– La Rinconada, Puno, 2025. H.E.2 La aplicación del método de corte y relleno ascendente generará un menor costo operativo unitario que cámaras y pilares para los distintos tipos de manto explotados en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025. H.E.3 La selección del método de explotación adecuado, según la caracterización del manto mejorará significativamente la eficiencia operativa en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada, Puno, 2025.	• Costos de administración y servicios general (costo total de energía) • Costos de unidades de servicio	<u>TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS</u> •Observación <u>INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS</u> •Fichas de observación <u>MÉTODO DE ANÁLISIS DE DATOS</u> •Para el procesamiento y análisis de la información se utilizará el software estadístico SPSS.
---	---	---	---	--

DESCRIPCIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO UNIDAD MINERA ANA MARIA - LA RINCONADA PUNO

➤ COORDENADAS

- Latitud Sur: 14°37'26"
- Norte: 8'383,034
- Latitud Oeste: 69° 26'48"
- Este: 452,205

Desde la capital de la República - Lima, se accede mediante vía terrestre y aérea, hasta la ciudad de Juliaca, y desde la capital de la Región Puno – Puno, se accede a la mina siguiendo las rutas Juliaca-Taraco-Hutasani-Putina-Quilcapuncu-Ananea-Rinconada, y el desvío con la carretera a Sandia, siendo la ruta más accesible, comercial y transitada la que se presenta en la siguiente tabla:

Tabla 78

Distancias de acceso a la mina

De	Hacia	KMS	Condición
Puno	Juliaca	45 km	Asfalto
Juliaca	Taraco	32.9 km	Asfalto
Taraco	Desvío Putina	17.1 km	Asfalto
Desvío Putina	Hutasani	21.6 km	Asfalto
Hutasani	Putina	20.2 km	Asfalto
Putina	Quilcapuncu	15.2 km	Afirmado
Quilcapuncu	Toco Toco	23 km	Afirmado
Toco Toco	Pampilla	16.1 km	Afirmado
Pampilla	Ananea	10.9 km	Trocha
Ananea	Rinconada	7 km	Trocha

Fuente. Distancia total Puno–La Rinconada = 209 km. Tiempo aproximado de viaje = 5 horas. Elaboración propia

El tiempo de viaje dura 5 horas en promedio, de acuerdo a las condiciones de la ruta, del vehículo y del clima, se puede optar por el transporte particular en camioneta pick up o rural, o el servicio de transporte público en buses que parten desde la ciudad de Juliaca.

Tabla 79

Distancias significativas de acceso a la mina

De	Hacia	Distancia
Puno	Rinconada	209 km
Juliaca	Rinconada	164 km
Lima	Puno	1542 km
Lima	Juliaca	1497 km
Lima	Rinconada	1662 km

Fuente. Elaboración propia.

Figura 23

Ubicación geográfica de las minas Ana María



Fuente. Extraída de Google.

La mina presenta un relieve accidentado, con predominancia de estructuras de pizarra de los cerros San Francisco, Lunar y de los nevados Ananea; sobre el relieve de pizarra hay depósitos menores cuaternarios de grava y morrenas producto del deshielo glacial, también por toda la zona son predominantes la acumulación de desmontes y cantos de pizarra producto de la erosión natural, y gran cantidad de desmontes producto de la intensa actividad minera de más de 400 labores artesanales trabajadas desde años atrás y del presente.

En la actualidad por la intensa actividad humana, la fisiografía de la zona muestra un apilamiento de campamentos de calamina enclavados en los cerros y agrupados en 5 zonas principales las cuales son: Rinconada, Lunar, RittyKucho, Ritty Pata y Comuni.

El principal recurso natural de la zona es el Oro que se encuentra en los diferentes mantos del yacimiento, y el siguiente recurso natural importante es el Agua, que se encuentra acumulada en las nieves perpetuas de los nevados, la cual es aprovechada para el consumo humano e industrial de los deshielos, pozos en el hielo, escurrimientos subterráneos, afloramientos y bombeo de las labores mineras.

El clima es muy frío y seco propio de la región Janca o Cordillera, caracterizado por Tres temporadas definidas las cuales son: temporada de heladas de mayo a julio, temporada de vientos de agosto a octubre y temporada de nevadas de noviembre hasta Abril; la temperatura media anual es de 8°C, registrando máximas de 20°C y mínimas de -27°C.

Tabla 80*Temperaturas medias anuales*

Temperatura	Temporada de heladas		Temporada de vientos		Temporada de nevadas
	Mayo	Julio	Agosto	Octubre	Noviembre
Promedio	7 °C		8 °C		10 °C
Máxima	20 °C		18 °C		17 °C
Mínima	-27 °C		-16 °C		-12 °C

Fuente. Elaboración propia.

La mina rinconada presenta escasa Flora, en las faldas de los cerros aledaños crece el Ichu, y algunos musgos y líquenes, en la zona de desarrollo del presente trabajo prácticamente no hay flora alguna; en lo que concierne a Fauna llegan a la zona algunas aves propias de las épocas estacionales como las gaviotas, gorrión andino, pero en poblaciones pequeñas

- **Contexto histórico, económico y social**

Desde el incanato se trabajó este yacimiento, con algunas trincheras y excavaciones a media barreta en la zona, pero la mayor zona de extracción de oro de esa época fueron las morrenas del yacimiento contiguo de San Antonio de Poto. En el Virreynato, la compañía de Jesús (Jesuitas) realizó trabajos mineros en la zona, apoyados por las encomiendas y la disponibilidad de mano de obra de las mitas obligatorias a los indios, fue una etapa de crueldad y abuso que llegó a su fin con la expulsión de los Jesuitas por orden del Virrey Toledo.

En la República, los trabajos se realizaban principalmente en los contornos del yacimiento y en la parte baja cerca de la laguna La Rinconada, los trabajos más representativos los realizó la empresa Rinconada Mining Co. Ltd. (de capitales ingleses),

también trabajaron familias como los Peña Prado, Arrospide, Ford, etc. con escasos trabajos ya que las nieves perpetuas de los nevados no permitieron identificar el real potencial del yacimiento.

Cabe resaltar las visitas del sabio Antonio Raymondi, quien en sus registros hace hincapié en los nevados del Ananea y en la presencia de recursos de oro filoneano y de gravas auríferas en las pampas de San Antonio de Poto, quien concluye que la naciente del río Inambari y sus recursos auríferos provenían de la cordillera Carabaya.

Don Alfredo Tomás Cenzano Cáceres a partir del año de 1947, guiado por los escritos del sabio Antonio Raymondi en su obra “El Perú” llega ávido de realizar exploraciones en los nevados del Ananea, cerro San Francisco y cerro Lunar; y a partir del año de 1952 ampara o denuncia las minas Ana María, del paraje La Rinconada, más conocidas actualmente como las minas La Rinconada.

Tabla 81

Cronología de los denuncios y concesiones

FECHA	PARTIDA N°	PADRON N°	HECTAREAS	NOMBRE DEL DENUNCIO	NOMBRE DEL DENUNCIANTE
08/02/1952	611	58	105	ANA MARIA	A. TOMAS CENZANO CACERES
01/09/1967	6374	59	152	ANA MARIA N°1	A. TOMAS CENZANO CACERES
25/04/1978	6904	603	132	ANA MARIA N°2	A. TOMAS CENZANO CACERES
25/04/1978	6905	604	100	ANA MARIA N°3	A. TOMAS CENZANO CACERES
14/11/1978	7079	66	930	ANA MARIA N°4	A. TOMAS CENZANO CACERES

Fuente. Elaboración propia.

Con el transcurso de los años y por las vicisitudes del destino y cambio de administraciones, Don Tomás Cenzano fue participe en la formación de varias compañías mineras que fueron administrando la mina las cuales son:

Tabla 82

Compañías mineras

Compañía minera	Periodo
- CIA MINERA EL ALTIPLANO S.A.	1969-1978
- CIA MINERA AURÍFERA ANA MARÍA S.A.	1978-1996
- SMRL ANA MARÍA DE PUNO	1997
- MINERA ANANEA S.A.	1998-2002
- CORPORACIÓN MINERA ANANEA S.A. (CMASA)	2002 - a la fecha

Fuente. Elaboración propia.

En la actualidad CORPORACION MINERA ANANEA S.A. es la encargada de administrar las concesiones Ana María, del paraje la Rinconada, empresa en la que resalta la administración actual está a cargo de las Cooperativas mineras de la zona, las cuales forman parte de CMASA, y se encuentran representadas por la Central de Cooperativas Mineras de la Rinconada y Lunar Ltda. CECOMIRL LTDA, Don Tomás Cenzano mantiene un 13% de acciones de CMASA.

El centro poblado de La Rinconada a 5030 m.s.n.m., con sus 30,000 pobladores entre mineros, comerciantes, transportistas, acopiadores de oro, molineros, entre otros, representa un pilar importante en la economía regional y nacional, pese a la informalidad aparente, es una población gran-consumista de materias-primas, combustible, energía eléctrica, alimentos, maquinarias, ferretería, tele- comunicaciones, y abarrotes en general, ya que todo lo que consume La Rinconada es abastecida por los mercados locales de Juliaca y de las provincias de Putina, Sandia, Huancané, Azángaro, etc., también es uno de los mercados principales de empresas nacionales como Electro Puno y Petro Perú,

además de cientos de empresas privadas nacionales y extranjeras que distribuyen todos los insumos que la minería requiere (maquinarias, explosivos, polietileno, fierros, alambres, plásticos, barrenos, metal-mecánica, etc.), con este grande movimiento económico La Rinconada contribuye con el desarrollo directo e indirecto de miles de familias, además, puesto que cualquier venta de insumos o servicios antes descrito están gravados automáticamente por el IGV, la cantidad de impuestos que representa para el erario nacional es significativa, pero hasta el momento no muy considerada por el mismo. Y lo más importante es que este centro minero contribuye con dar ocupación a miles de trabajadores de las provincias de Puno y del resto del país, y en un país que adolece de empleo para sus generaciones, este centro minero soluciona esta problemática, porque la minería a pequeña escala que se practica en las minas Ana María a través de más de 300 contratistas requiere de mano de obra masiva tanto calificada y no calificada.

Es por eso que en la mina Rinconada se encuentra mano de obra masiva y abundante, conformada en su mayoría por miles de jóvenes que vienen a estas tierras en busca de un mejor futuro y mejores ingresos económicos, ya que la mayoría proviene de comunidades o provincias de la región que no han tenido la oportunidad de culminar estudios de secundaria y menos estudios superiores, y en las ciudades grandes no pueden aspirar a buenos puestos de trabajo. Por eso el sistema de pago del “cachorro” está bien arraigado en la zona, porque saben que trabajan duro, pero que la satisfacción puede ser grande, y así pueden vencer la barrera de la pobreza y hasta pueden optar por ser nuevos contratistas, comerciantes, transportistas, comercializadores de oro etc. Porque la gente llegó a esta mina solo con muchas ganas de salir adelante, y lo están logrando, si esto no fuera cierto, La Rinconada hace tiempo que estuviera desierta, y la ciudad de Putina con solo 20 años de creación política no tuviera el desarrollo que ahora tiene.

La base de la organización social-administrativa de la mina, se manifiesta en agrupaciones de mineros y/o contratistas en Cooperativas Mineras, las cuales de acuerdo a la legislación vigente forman la Central de Cooperativas Mineras de la Rinconada, las que a su vez forman parte de Corporación Minera Ananea S.A. las mismas que están en proceso de formalización y son las siguientes:

- Cooperativa Minera San Francisco de Rinconada Ltda.
- Cooperativa Minera Lunar de Oro Ltda.
- Cooperativa Minera Cerro San Francisco Ltda.

La empresa minera Cenzacont SRL, a través de sus socios/contratistas, forma parte de la Cooperativa Minera San Francisco de Rinconada Ltda. y mantiene contratos de explotación del yacimiento con la administración de Corporación Minera Ananea S.A.

- **Geología regional y local**

- **Formaciones geológicas**

El entorno geológico de las concesiones mineras correspondientes a la Unidad Ana María está compuesto por un conjunto de unidades litológicas claramente diferenciadas:

- Formación Sandia
- Formación Ananea
- Formación Arco Aja

Así como también depósitos recientes de origen cuaternario, como morrenas y sedimentos aluviales.

Las operaciones mineras desarrolladas por la empresa CENZACONT S.R.L. se sitúan específicamente en la zona conocida como Ritty Kucho, la cual pertenece a la Formación Sandia, datada geológicamente en el Paleozoico inferior, dentro del sistema Ordovícico superior, serie Caradociana. Esta formación está conformada principalmente por una secuencia detrítica compuesta por cuarcitas y pizarras negras dispuestas en capas de espesor medio a grueso, con una potencia aproximada de 1 500 metros (De la Cruz & Carpio, 1996)

Desde un punto de vista sedimentológico, la Formación Sandia contiene siltitas finas y pizarras con foliación paralela predominante. Presenta estructuras internas diversas como laminaciones paralelas, estratificación en flaser, lenticular y de ondas, con niveles de reactivación arcillosa asociados a fracturas y eventos tectónicos posteriores. Se presume que su origen corresponde a un ambiente de llanura mareal (tidal flat), y que fue alterada estructuralmente durante el orógeno Ehorciniano hace aproximadamente entre 400 y 450 millones de años.

Esta unidad aflora ampliamente desde el centro hacia el norte del yacimiento, conformando macizos montañosos y nevados característicos de la región de Ananea. Además, se extiende hacia sectores como Cuyo Cuyo, Risopata, Ñacaria, Vilacota, Sorapata, Huancasayane y Untuca, en los cuales también se han identificado mantos auríferos. El contacto inferior con la unidad subyacente no se distingue con claridad, mientras que el contacto superior con la Formación Ananea se produce de forma tectónica, mediante un cabalgamiento o falla inversa que posiciona a la Formación Sandia sobre esta última.

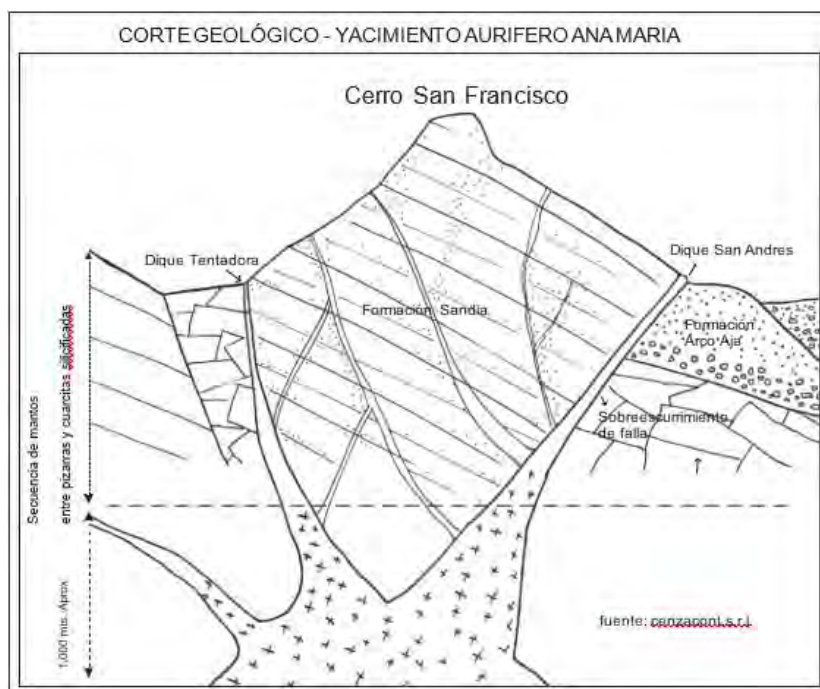
Por su parte, la Formación Ananea está compuesta por una espesa sucesión de pizarras negras y esquistos de bajo grado metamórfico. Su litología se caracteriza por la

homogeneidad y monotonía de capas de pizarra de 20 a 80 centímetros de espesor, intensamente afectadas por esquistosidad de flujo, lo cual dificulta la identificación de su estratificación primaria y de microestructuras plegadas (Laubacher, 1978) citado por (De la Cruz & Carpio, 1996).

Finalmente, los depósitos cuaternarios que acompañan a estas formaciones se hallan limitados a la depresión de Carabaya. Estas unidades alcanzan espesores de hasta 120 metros y están conformadas por capas de arcilla, gravas y conglomerados con niveles lenticulares de areniscas. La composición de los clastos incluye mayoritariamente cuarcitas, pizarras y algunos fragmentos de rocas intrusivas del Mioceno. Dichos sedimentos tienen un origen mixto, combinando procesos aluviales, coluviales, eólicos y glaciares.

Figura 24

Corte geológico del yacimiento Ana María



Fuente. Elaboración en base al estudio “Estudio geológico de la región norte del Lago Titicaca-(Boletín D5)” (Laubacher, 1978).

Durante el Paleozoico inferior, particularmente en el periodo Ordovícico, correspondiente a la Formación Sandía, el territorio donde actualmente se ubican las operaciones mineras de Ana María se encontraba sobre una plataforma geológica estable que, según diversas hipótesis, pudo haber estado en continuidad con el cratón brasileño. En esta plataforma se desarrolló un ambiente de llanura mareal (*tidal flat*), donde se acumularon sedimentos como areniscas, siltitas finas y arcillas. La fuente exacta de estos materiales no puede determinarse con precisión, ya que las llanuras mareales suelen ser zonas de intensa redistribución de sedimentos, posiblemente originados en terrenos de bajo relieve cubiertos por vegetación primitiva (INGEMMET, 2021).

Posteriormente, la región fue impactada por una fase tectónica compresiva de gran magnitud, acompañada de un metamorfismo regional de bajo grado (epizonal). Este proceso deformacional dio lugar al levantamiento de la cadena Eohercínica, la cual fue afectada por fenómenos magmáticos representados por la intrusión de cuerpos graníticos. Estas condiciones favorecieron la aparición de asociaciones mineralógicas dominadas por muscovita, clorita y sericita, típicas de un metamorfismo epizonal, así como la formación de estructuras de tipo esquistofalla.

En este contexto geodinámico se generaron los depósitos de oro filoneo presentes en el metalotecto de las minas Ana María. Estos yacimientos están vinculados a procesos hidrotermales desarrollados durante la Orogenia Eohercínica en el Paleozoico inferior. La discontinuidad observada en las zonas metamorfozadas sugiere que esta cadena montañosa fue posteriormente elevada y sometida a procesos erosivos intensos, lo que contribuyó a la configuración actual del sistema mineralizado.

➤ Columnas estratigráficas y cortes geológicos

Figura 25

Columna estratigráfica del yacimiento Ana Maria

COLUMNA ESTRATIGRÁFICA						
YACIMIENTO AURIFERO "ANA MARIA" - MINAS LA RINCONADA						
ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR, MTS.	LITOLOGIA	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	DEPÓSITOS GLACIO FLUVIALES			conglomerados sub-redondeados
			DEPOSITOS MORRENICOS	60		Morrenas y gravas subangulosas litológicamente heterogeneas
		PLEISTOCENO	DEPOSITOS GLACIO FLUVIALES	30		gravas subredondeadas y subangulosas, lutitas y silfitas conglomeradas
	NEOGENO	PLIOCENO	FORMACION ARCO AIA	50		conglomerados poco consolidados intercalados con lodolitas
PALEOZOICO	DEVONIANO		FORMACION ANNEA	800		pizarras gris oscuras con características laminares, niveles pelíticos micáceos y delgados, abundantes juntas desordenadas. Capas de areniscas cuarzosas
		SILURIANO				
	ORDOVICICO	SUPERIOR	FORMACION SANDIA	1500		Pizarras negras con secuencia de cuarcitas silicificadas. La secuencia de pizarras y cuarcitas silicificadas son de grano fino a medio, en capas gruesas a delgadas de color gris a blanquecino con presencia de micropliegues, y dunas u ondulaciones de varios kilómetros.
		INFERIOR				
		LAVERNIANO				secuencias de pizarras con características laminares, intercaladas con limoarcillas, probablemente del grupo San Jose

Fuente: Elaborada a partir del estudio “Geología de los cuadrángulos de Putina y La Rinconada, hojas: 30-x y 30-y – [Boletín A 66]” (Chávez et al., 1996).

Las operaciones mineras de Cenzacont SRL, están emplazadas en estructuras de vetas de cuarzo mineralizadas en forma de mantos, los mantos son de cuarzo ahumado grisáceo con presencia de pirita, arsenopirita, pirrotita, galena sulfuros de Cu y fundamentalmente Oro en diferentes tamaños (microscópicos y en forma de “charpas”), estos mantos están encajados en pizarras intercaladas con cuarcitas silicificadas, la potencia promedio de los mantos es de 4 cm. Presentándose en fajas delgadas, y en algunos tramos milimétricos, con una mineralización discontinua.

Los mantos son de origen hidrotermal, habiendo sido guía las cuarcitas durante el ascenso de los flujos mineralizantes, siendo por lo tanto contemporáneos con la sedimentación del Paleozoico inferior, los cuales han sido afectados por la orogenia Eohercínica.

Localmente las estructuras geológicas en la zona de trabajo de la empresa, se ven influenciadas por el dique Tentadora, en adelante simplemente “el dique”, el cual tiene una influencia de sub-fallamiento de hasta 200 metros en su caja techo y piso. El dique es una falla inversa con relleno, pero todos los mineros de la zona lo conocen con este nombre y atribuyen la mineralización y formación de placeres y clavos auríferos a su cercanía e influencia en los mantos que están contiguos al mismo; el Dique tiene un rumbo promedio de R 125° azimutales, un buzamiento promedio de 35°, y su potencia es variable ya que desde la cota 5,300 hasta 5,100 mantiene una potencia de 1.5 metros, en la cota de los trabajos de la empresa (cota 5,000) tiene 25 centímetros, y en profundidad llega a 2.00 centímetros de potencia (cota 4950), y en algunas zonas la estructura se muere, quedando entre sus rocas encajonantes solo un halo de calcita. El material de relleno del “dique”, es Cuarzo blanco lechoso, con sus rocas encajonantes muy falladas y afectadas por el sobre-escurrimiento de agua, por lo que el dique en su conjunto es una estructura oxidada, y deleznable, incluso el cuarzo lechoso en algunas zonas se torna de color anaranjado. El Dique es responsable de un intenso fallamiento a sus cajas contiguas manifestado por pequeñas fallas y juntas agrupadas en tres familias, las de R 70° Az, R 190 Az y R 140 Az, de las cuales la primera familia es la más importante y sirve de control mineralógico ya que interseca la estructura del dique, y se le asocia a la aglomeración de altas leyes de mineral.

- **Geología General**

- ❖ **Caracterización de los depósitos de oro tipo manto**

Zona de la Rinconada

En la zona de La Rinconada, los yacimientos auríferos se clasifican como tipo manto, ubicados entre las coordenadas 69°20' a 69°30' de longitud oeste y 14°34' a 14°38' de latitud sur. Estos depósitos se encuentran a más de 5,000 metros sobre el nivel del mar, localizados en ambos flancos del nevado Ananea, cuyas vertientes drenan hacia las cuencas del Atlántico y del lago Titicaca.

Particularmente, en el sector de Ana María, la mineralización se manifiesta en forma de mantos, fracturas y microfracturas, lo cual otorga a la estructura una configuración característica de filón en capa. El mineral de mina predominante es oro libre, que se presenta en forma de partículas finas y agregados irregulares conocidos localmente como “charpas”. En cuanto al mineral de ganga, el cuarzo es el componente principal, acompañado de minerales como pirita, arsenopirita, clorita y galena, entre otros (Ministerio de Energía y Minas, 1998).

- **Descripción de los mantos auríferos**

Por el contrato de explotación, la empresa trabaja en la zona de RittyKucho – 4 amigos, tres mantos, los cuales son desde el superior al inferior los siguientes: Manto Tigre (manto 1), Manto Principal (manto 2) y Manto Oropeza (manto 3).

Manto uno. - manto que mantiene potencias promedio de 4 cm. De característica irregular, compuesto por cuarzo levemente ahumado, y aglomeraciones de cuarzo lechoso, con ínfimas trazas de piritas, se mantiene pegado a sus rocas encajonantes, las

cuales en el nivel superior presenta una capa de 40 cm. de cuarcita, la caja piso es de 80 cm. de pizarra, la ley promedio del manto es de 12 gr/ton.

Figura 26

Estructura de manto uno potencia 4cm., ley promd. 12 gr/ton.



Fuente: Imagen propia.

Manto dos.- el manto se encuentra encajonado en una estructura de pizarra de 80 cm. y secundado por dos capas de cuarcita solidificada de 30 cm., dentro de su estructura encajonante su comportamiento es variable sin pegarse a su caja techo mantiene potencias onduladas de 2 cm. en promedio, y en algunas zonas se ramifica y sub-divide en hasta 2 vetillas ondulantes, es un manto discontinuo y en algunas zonas errático, las vetillas son de cuarzo gris, con leyes de 22 gr/ ton., y la estructura encajonante de 2 gr/ton.

Figura 27

Estructura de manto dos potencias 2cm., ley promd. 22 gr/ton.



Fuente: Imagen propia.

Manto tres.- su principal característica es que es un manto delgado, con un promedio de potencia de 2 cm., mantiene en largos tramos su potencia y en otros se adelgaza a potencias de 0.2, 0.5 y 0.7 cm., es un manto compuesto de cuarzo ahumado, cuarzo gris oscuro y cuarzos azuláceos muy cristalizados, otra característica principal es que este manto tiene abundante pirita, calcopirita, y pirrotita, con una mezcla de abundantes sulfuros y óxidos de Cu, óxidos de Ag, galena y blenda, con una ley promedio de 25 gr/ton; Otra particularidad es que a

1.5 ms. de su caja piso va acompañado por una estructura en forma de manto de pirita, o un manto de pirita en forma masiva, con potencias variables y discontinuas, que en algunas zonas tiene de potencia 30, 20 y 5 cm., y en algunas zonas desaparece.

Este manto principalmente es el que presenta la mayor cantidad de cuerpos mineralización para desarrollar el método cote y relleno ascendente que es el tema principal de presente estudio, entre el manto de pirita y el manto de cuarzo, se forman unas

estructuras de trazas y vetillas de cuarzo que aparecen en forma masiva, las cuales son conocidas con el nombre de “Chaqchos”, que en su conjunto tienen leyes de 20 a 90gr/ton, y debido al volumen que representan, su explotación resulta interesante.

Figura 28

Estructura de manto tres potencias 2cm., ley promd. 25 gr/ton.

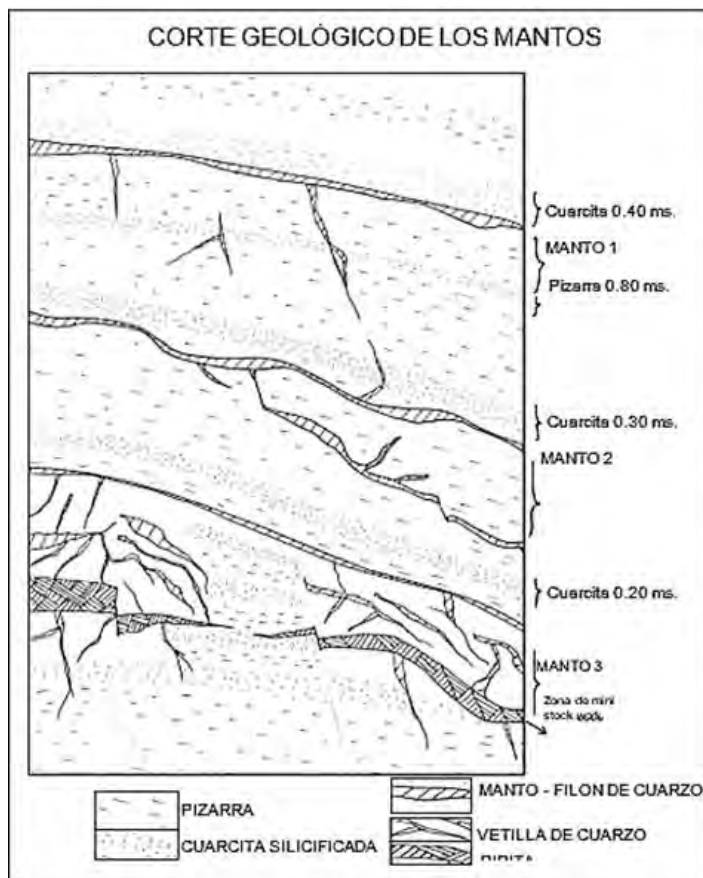


Fuente: Imagen propia.

La Administración de Corporación Minera Ananea S.A. Otorga a sus contratistas áreas de trabajo o áreas de explotación de mineral, en un contrato que estipula el pago de regalías en Oro, y demás obligaciones que el contratista debe cumplir. En el caso puntual de la empresa Cenzacont SRL, tiene otorgadas áreas de trabajo en los tres mantos arriba mencionadas con anchos entre 30 y 50 metros de área, con rumbos Sur 55° Este y con direcciones de 125 grados azimutales, dentro de los cuales estará basado el presente estudio de explotación de cuerpos mineralizados tipo stockwork que aparecen dentro de las áreas de trabajo.

Figura 29

Corte geológico de los mantos



Fuente: Imagen propia.

El origen de formación de estos cuerpos radica en la actividad hidrotermal que generó el relleno de las fisuras paralelas a las rocas encajonantes, dentro de los cuales existió grandes presiones de los fluidos mineralizados escapando a zonas más débiles de la roca encajonante, dando lugar a la concentración de minerales de cuarzo con contenido de pirita, arsenopirita, oro nativo y pequeñas laminillas de oro.

Dentro del área de trabajo de la empresa, en los tres mantos explotados se encontraron dos variedades de formación de estos cuerpos mineralizados las cuales tenemos:

- Cuerpos mineralizados paralelos a las estructuras de la roca encajonante.

- Cuerpos mineralizados masivos irregulares y distorsionados.

De la misma manera se verifico los cuerpos mineralizados tipo stock work de algunas empresas contratistas de la mina Rinconada, tanto en el nivel superior y en el nivel cero, de las cuales cumplen con las dos variedades de formación de cuerpos masivos variando solamente en el tipo de roca encajónante.

Figura 30

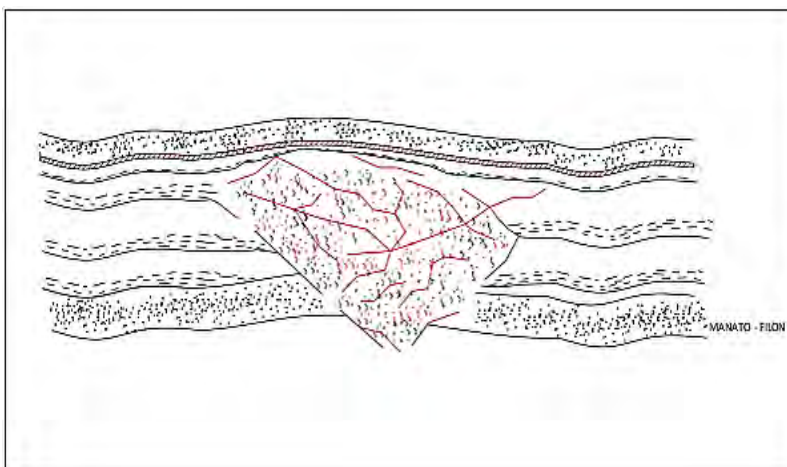
Cuerpo mineralizado paralelo a las estructuras de la roca encajonante



Fuente: Imagen propia.

Figura 31

Cuerpos mineralizados masivos, irregulares y distorsionados



Fuente: Imagen propia.

MINERALIZACIÓN DE ORO

1. Vetas de Cuarzo Aurífero

Este tipo de mineralización consiste en cuerpos vetiformes de cuarzo que se desarrollan preferentemente *paralelos a los planos de estratificación de las lutitas*, razón por la cual son denominados localmente “mantos”. Estas vetas presentan un *espesor variable entre 2 y 25 centímetros* y pueden extenderse desde unos pocos metros hasta varios cientos de metros. En algunos casos, también se observan vetas que cortan las capas y conectan dos “mantos”, lo que indica cierta movilidad vertical de los fluidos mineralizantes a través de fracturas.

Desde el punto de vista mineralógico, las vetas están compuestas predominantemente por *cuarzo de color gris-azulado*, acompañado de cantidades menores de *clorita, pirita, pirrotita, arsenopirita, galena y calcopirita*. En ocasiones, se identifican fragmentos del muro incluidos en la veta, lo que refuerza la hipótesis de una formación sinégena con respecto a la deformación.

El oro en estas vetas se presenta principalmente en forma *libre* (oro nativo), con granos que pueden alcanzar varios milímetros de tamaño. Este oro se aloja en *microfracturas entre granos de cuarzo*, como *laminillas adheridas a bordes de cristales de sulfuros* o en forma de *inclusiones microscópicas dentro de los sulfuros* (especialmente arsenopirita y pirrotita). La pureza del oro es elevada, con grados de finura superiores al 88%, alcanzando hasta 97,5%, lo que lo convierte en un tipo de oro de alta calidad. Esta forma de mineralización refleja procesos de *retrabajo local de mineralización previa*, posiblemente movilizada durante eventos tectónicos posteriores a la mineralización inicial.

2. Capas de sulfuros masivos

Estas mineralizaciones se presentan en forma de *capas o lentes tabulares* dentro de las lutitas paleozoicas, con una disposición claramente *estratiforme y paralela a la sedimentación original*. En el caso de La Rinconada, estas capas afloran a lo largo de aproximadamente *300 metros* y poseen un *espesor de hasta 2 metros*. La secuencia interna de estas capas muestra una zonación mineralógica bien definida: una *facies central rica en arsenopirita*, flanqueada por *facies superior e inferior dominadas por pirrotita*, las cuales a su vez transicionan hacia facies cloríticas con abundante pirrotita.

Estas capas presentan una *textura de lentes planas*, lo que sugiere un origen sedimentario-hidrotermal. La organización mineralógica, la presencia de facies con estructuras de re-trabajo sedimentario y la asociación con lutitas negras anóxicas y cineritas volcánicas intercaladas apuntan a un *modelo genético exhalativo-sedimentario (SEDEX)*. En este modelo, los fluidos hidrotermales ascendentes enriquecidos en metales precipitan sus cargas metálicas (sulfuros) en el fondo marino, formando capas mineralizadas sinérgicamente con la sedimentación clástica.

El oro asociado a estas capas se encuentra en menor cantidad que en las vetas de cuarzo, con leyes aproximadas de *1 g/t*, y se aloja en su mayor parte en forma de *oro invisible* (nano-inclusiones o solución sólida) dentro de los cristales de *arsenopirita y pirrotita*. La evidencia mineralógica, como las inclusiones de bismuto (Bi) y telurio (Te), así como la presencia de mercurio (Hg), refuerza la hipótesis de una influencia volcánica en los fluidos mineralizantes durante las etapas tempranas del proceso Fornari y Hérail (1991).

- **Geología de la minería La Rinconada**

- ❖ **Litología**

La mineralización se encuentra en la formación Ananea, de edad siluro-devónica, compuesta por una secuencia repetitiva de grises finos silíceos, esquistos oscuros y cuarzo. Las capas tienen forma lenticular y presentan una secuencia progradante. Se han identificado también cinérites (rocas volcánicas muy finas) y minerales accesorios como circón, muscovita y turmalina, además de niveles de cuarzita con alta proporción de cuarzo detrítico.

- ❖ **Estructura geológica**

La región está afectada por la tectónica eoherciniana, que originó pliegues tumbados de gran amplitud y schistosité de flux. Se reconocen dos unidades principales: una de flanco normal con capas buzando 15° a 25° al sur, y otra de escamas tectónicas, donde los estratos aparecen en posición normal o inversa, separados por zonas de cizalla. También hay fallas, micropliegues y una fase secundaria de deformación, con fracturas tardías orientadas N-S y NW-SE.

- ❖ **Rocas Intrusivas**

En las inmediaciones afloran sills tonalíticos muy alterados, paralelos a la estratificación. Al norte, se encuentran leucogranitos con efectos de metamorfismo térmico, que generaron andalusita, cordierita y biotita. Estos granitos, anteriores a la deformación principal, presentan foliación y filones de cuarzo con turmalina y estaño (Sn), pero sin presencia de oro. Fornari y Bonnemaïson (1984).

- ❖ **Mineralogía**

El yacimiento La Rinconada, ubicado en la región Puno, corresponde a un depósito de oro orogénico, alojado en rocas metamórficas de la Formación Sandia del Paleozoico inferior. Se emplaza en mantos de cuarzo ahumado distribuidos a distintas cotas de mineralización.

❖ **Minerales principales Asociados**

El estudio mineragráfico revela que los mantos de cuarzo contienen los siguientes minerales, en orden de abundancia:

- Pirrotina (Prt)
- Calcopirita (Cpy)
- Pirita (Py)
- Oro nativo (Au)

❖ **Variedades del Oro**

El oro se presenta en tres variedades cromáticas (rojizo, amarillo y verdoso), relacionadas a su composición química y ubicación altitudinal:

Tabla 83*Tipo de oro y sus características*

Tipo de oro	Altitud (msnm)	Características del manto	Composición elemental (SEM-EDX)	Interpretación mineralógica
Oro rojizo	5200	Cuarzo ahumado, potencia promedio 2 cm	O, C, N, Si, Fe, Al, Cl, Na, W, V, Ti, Mg	Color rojizo causado por aleación con Fe y Al
Oro amarillo	4995	Cuarzo anhedral, con clorita 5–15 cm,	C, O, N, Si, Ga, Al	Color amarillo por disminución de Fe y Al en la aleación
Oro verdoso	4850	Cuarzo ahumado y lechoso, 3–8 cm	O, Si, Fe, Al	Color verdoso por aumento de Fe y Al y disminución de O, Si y C

Fuente: Elaboración propia.

❖ **Estructural**

En la zona de La Rinconada, los depósitos de oro tipo manto están influenciados por un contexto estructural complejo originado por procesos tectónicos antiguos, específicamente durante el Devónico tardío e inicios del Carbonífero. Estos eventos dieron lugar a una deformación significativa del terreno, evidenciada en pliegues acostados de gran escala y una esquistosidad orientada de este a oeste, inclinada hacia el norte, lo cual refleja una intensa dinámica compresiva.

Dentro de este entorno estructural se reconocen dos unidades principales:

- Flanco normal, conformado por capas con inclinación de 15° a 25° hacia el sur. Estas capas presentan pliegues menores y ondulaciones, además de una esquistosidad orientada de este a oeste. Esta unidad alcanza potencias

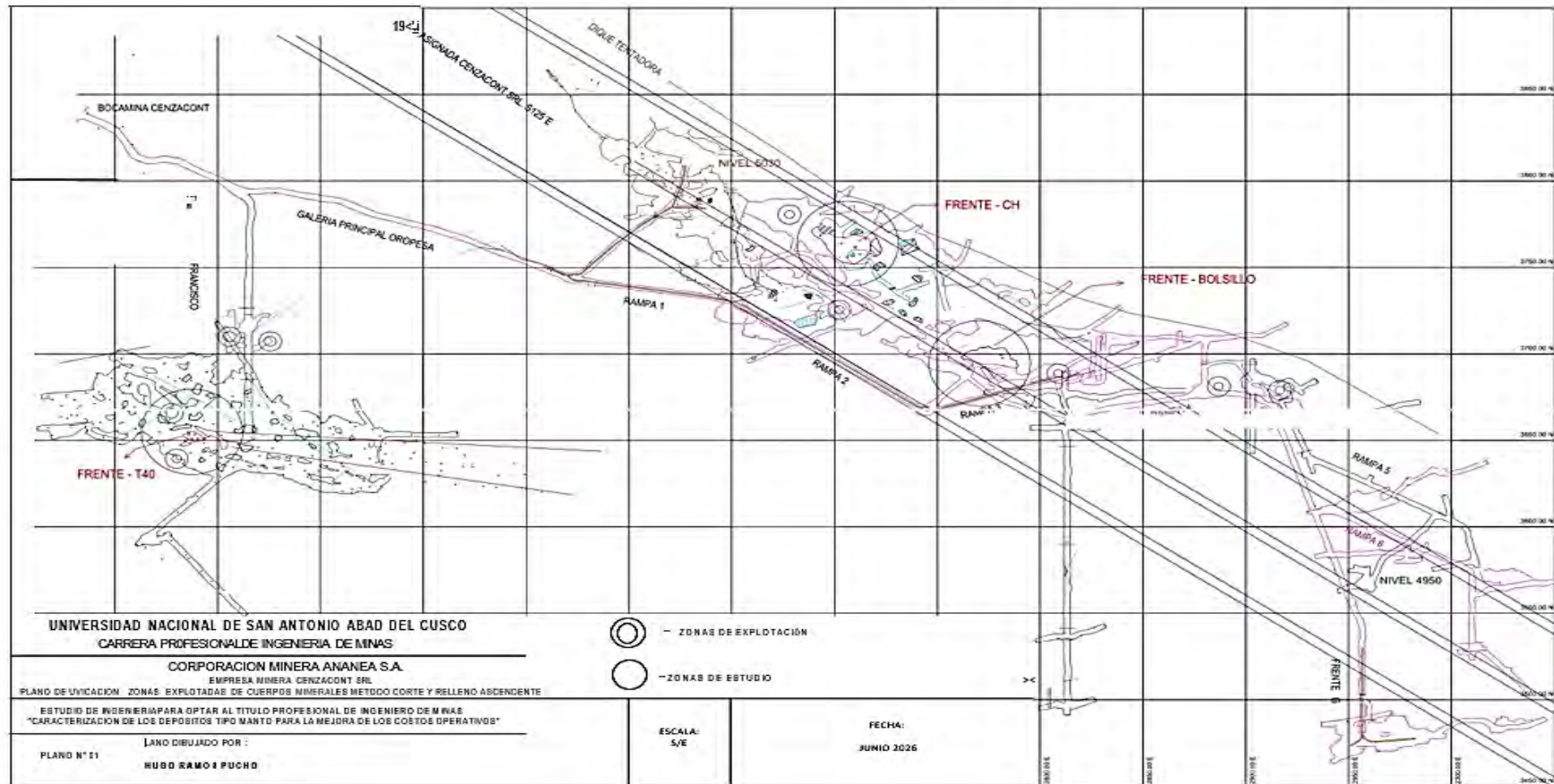
de hasta mil metros y refleja una fuerte deformación relacionada con la tectónica.

- Escamas tectónicas, integradas por bloques con disposición normal o invertida, separados por planos de cizallamiento de bajo ángulo. Estas escamas forman una base estructural debajo del flanco normal y están asociadas a fallas inversas y zonas de brechas tectónicas, indicando un entorno geodinámico compresivo.

Además, se ha identificado una fase de deformación posterior que introduce fracturas con orientaciones norte-sur y noroeste-sureste, así como una débil esquistosidad secundaria tipo granulación. Estas estructuras han condicionado no solo la disposición de los cuerpos mineralizados, sino también la migración de fluidos hidrotermales que dieron origen a los mantos y al cuerpo mineralizado principal. Así, la estructura geológica local desempeña un rol fundamental en la configuración y desarrollo de este tipo de yacimiento aurífero.

Figura 32

Plano topográfico minero de zonas explotadas y labores subterráneas



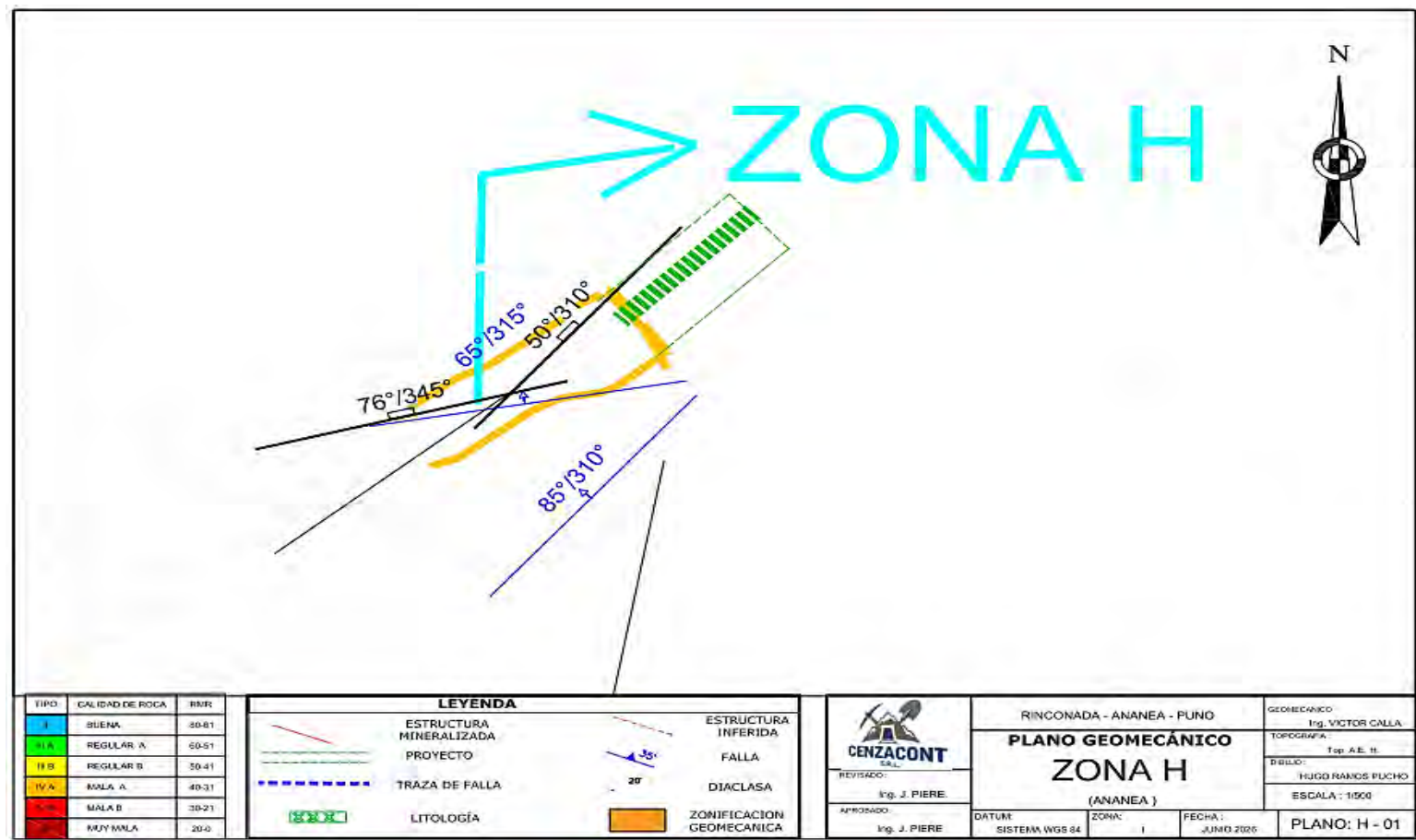
Fuente: Elaboración propia.

Plano geomecánico de la Zona “G”



Figura 34

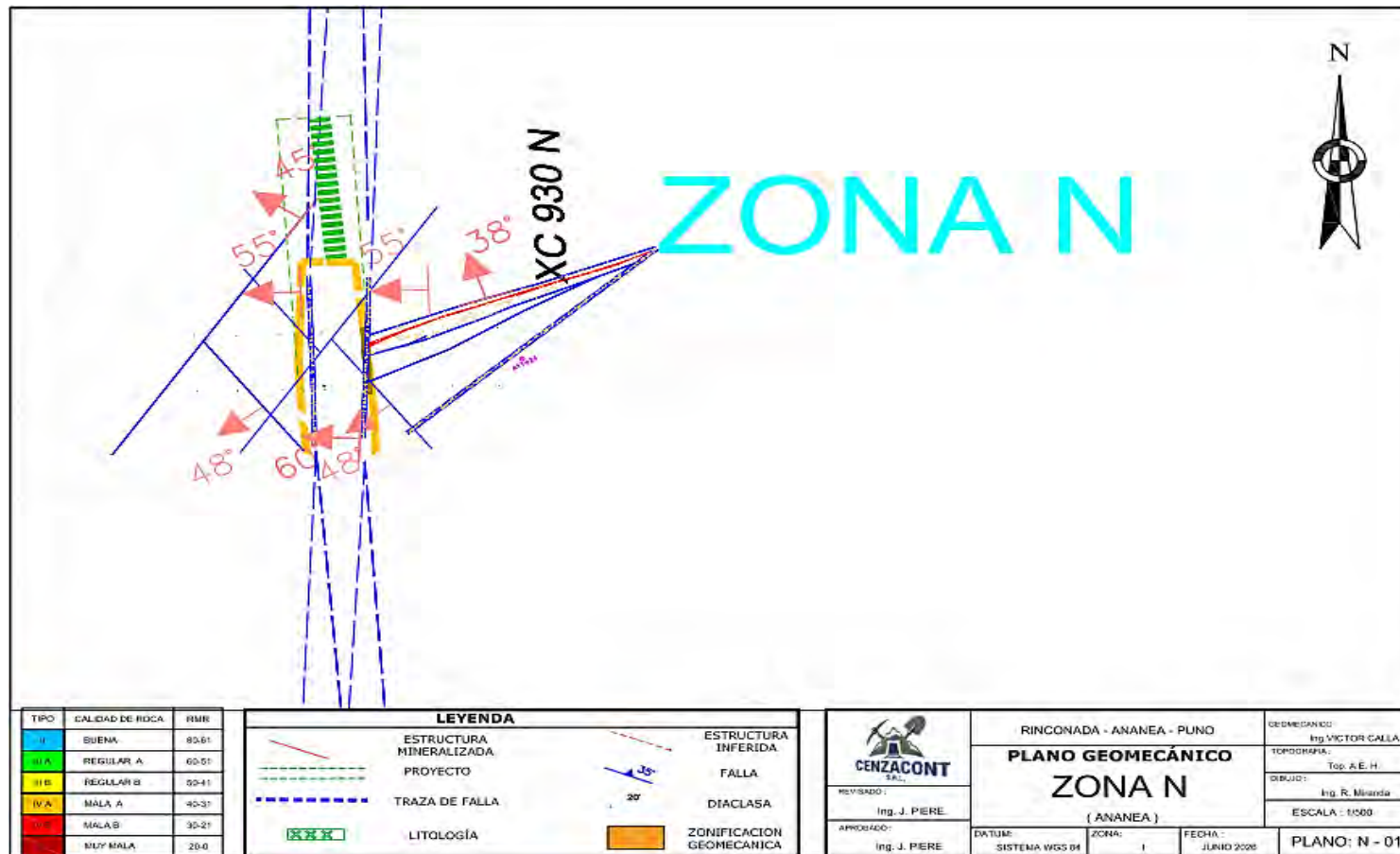
Plano geomecánico de la Zona “H”



Fuente: Elaboración propia.

Figura 35

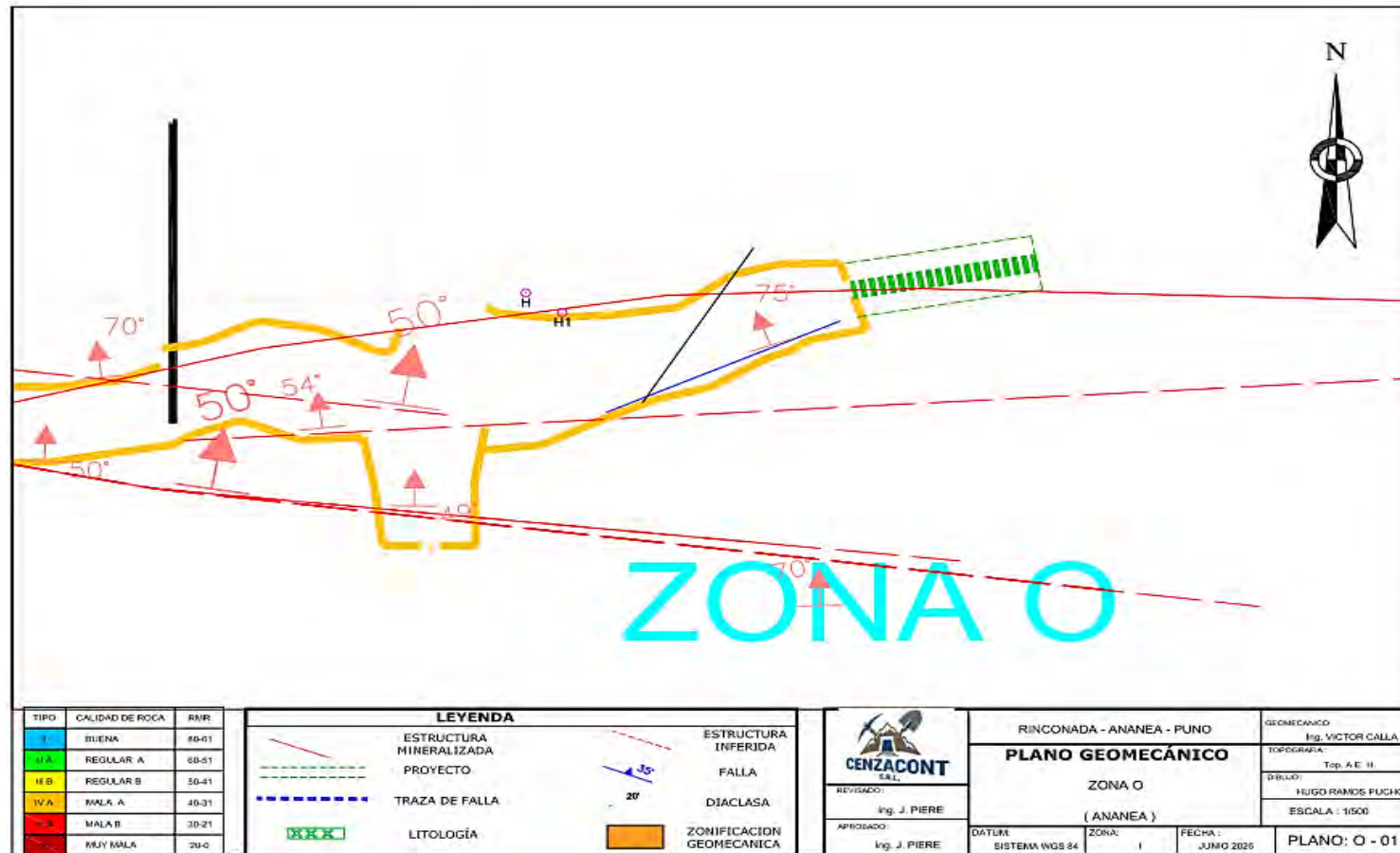
Plano geomecánico de la Zona “N”



Fuente: Elaboración propia.

Figura 36

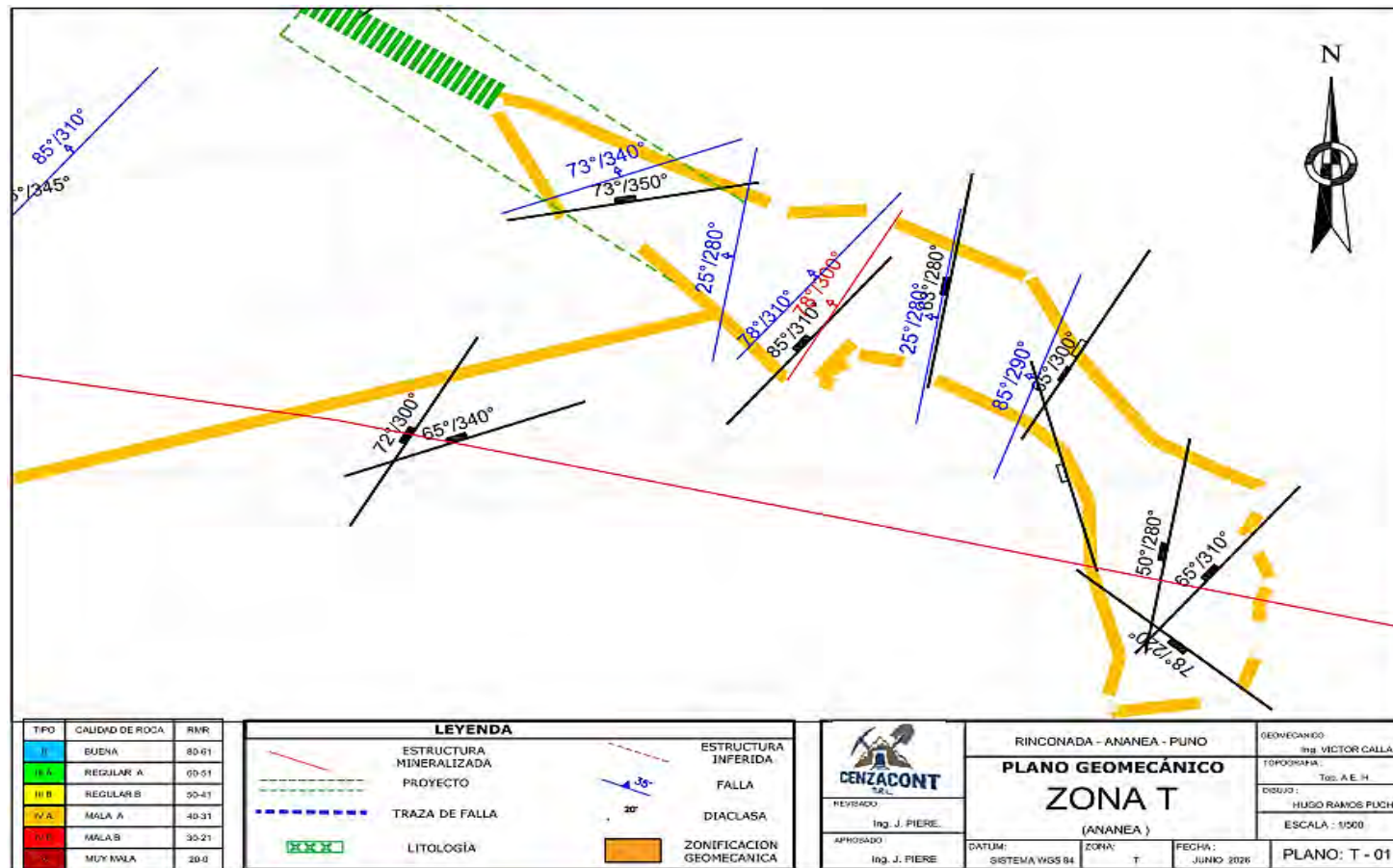
Plano geomecánico de la Zona "O"



Fuente: Elaboración propia.

Figura 37

Plano geomecánico de la Zona “T”



Fuente: Elaboración propia.