



FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

ELECCION DEL METODO DE MINADO PARA LA EXPLOTACIÓN DE VETAS ANGOSTAS DE ORO EN LA CONCESION MINERA PURURAY 2008 DE LA EMPRESA MINERA GACHOS S.A.C

Tesis para optar al título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Hamer Agustin Paredes Rodriguez

Carmen Rosa Muñoz Gil

Asesor:

M. Cs. Elmer Ovidio Luque Luque

<https://orcid.org/0000-0002-6196-7616>

Cajamarca - Perú

2025

JURADO EVALUADOR

Jurado 1 Presidente(a)	MAURO EDILBERTO CRUZADO RAMIREZ
	Nombre y Apellidos

Jurado 2	MIGUEL RICARDO PORTILLA CASTAÑEDA
	Nombre y Apellidos

Jurado 3	ELMER OVIDIO LUQUE LUQUE
	Nombre y Apellidos

Informe de Similitud






19% Similitud general

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

Exclusiones

- ▶ N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 18%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 12%  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

Agradezco a Dios por brindarme salud y sabiduría para poder lograr mis objetivos dentro de la universidad. A mi madre por darme su amor incondicional, estabilidad y a mis hermanos de todo corazón, quienes fueron el cimiento para la formación de mi vida profesional.

Carmen Muñoz

Quiero dedicar este mensaje con cariño a mis padres, Paz Rodriguez y José Chávez, por su apoyo incondicional a lo largo de todas las etapas de mi vida y por haber creído en mí.

Hamer Paredes

Agradecimiento

Primeramente, a Dios por darnos sabiduría, fortaleza a lo largo de nuestra carrera universitaria y nuestros días, a nuestros padres, hermanos, amigos e ingenieros docentes por ser parte de nuestra formación profesional, por compartir sus conocimientos, experiencias y consejos que nos llevarán a hacer grandes personas de bien dentro de la sociedad.

Gracias a la vida y cada una de las personas que creyeron en nosotros y nos han dado la oportunidad para así poder compartir nuestros conocimientos y formar parte de su equipo de trabajo dentro de su empresa y a todos aquellos que estuvieron presentes a lo largo del desarrollo de nuestra tesis.

“Sé firme en tus actitudes y perseverante en tu ideal, pero sé paciente, no pretendiendo que todo te llegue de inmediato. Haz tiempo para todo y todo lo que es tuyo, vendrá a tus manos en el momento oportuno.”

Tabla de contenidos

Índice de tablas	8
Índice de Figuras.....	11
Resumen	13
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN.....	14
1.1. Realidad Problemática	14
1.2. Formulación del problema	26
1.3. Objetivos	26
1.4. Hipótesis	27
CAPÍTULO II: METODOLOGÍA	27
2.1. Tipo de investigación.....	27
2.2. Población y muestra.....	28
2.3. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos	29
2.4. Análisis de datos	29
2.5. Aspectos éticos	30
CAPÍTULO III: RESULTADOS	30
3.1. Parámetros Geométricos y Geomecánicas del Yacimiento	30
3.2. Método de Explotación	48
3.3. Método Corte y Relleno.....	53

3.4. Evaluación Económica del Método Selectivo Elegido.....	58
CAPITULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES.....	75
REFERENCIAS	80
ANEXOS	83

Índice de tablas

Tabla 1 Rutas de acceso para llegar al proyecto.....	21
Tabla 2 <i>Coordenada de la concesión minera Pururay 2008</i>	22
Tabla 3 <i>Características generales del yacimiento</i>	25
Tabla 4 <i>Características de la veta Chaskas</i>	25
Tabla 5 <i>Técnicas e instrumentos utilizados para la elaboración del proyecto</i>	29
Tabla 6 <i>Identificación de la configuración del yacimiento</i>	31
Tabla 7 <i>Medición de la veta en diez tramos</i>	32
Tabla 8 <i>Cálculo de media y desviación estándar para la potencia de veta</i>	32
Tabla 9 <i>Clasificación de la veta según su grosor</i>	33
Tabla 10 <i>Clasificación de la inclinación de la veta</i>	33
Tabla 11 <i>Establecimiento de la profundidad de la veta</i>	34
Tabla 12 <i>Clasificación de la distribución concentrados</i>	35
Tabla 13 <i>Clasificación de resistencia de la roca a través de golpes de picota</i>	36
Tabla 14 <i>Clasificación de la resistencia de roca a través de impactos de picota</i>	37
Tabla 15 <i>Clasificación de la resistencia de la roca a través de impactos de picota</i>	38
Tabla 16 <i>Primera medición de distancias entre espaciamientos</i>	41
Tabla 17 <i>Segunda medición de distancias entre espaciamientos</i>	42
Tabla 18 <i>Tercera medición de los espaciamientos</i>	43

Tabla 19 <i>Medición de las discontinuidades.</i>	44
Tabla 20 <i>Medición de aberturas.</i>	45
Tabla 21 <i>Resumen de variables medias con fórmulas matemáticas, programa SPSS y parámetros propuestos por los autores propuestos.</i>	47
Tabla 22 <i>Parámetros de clasificación para la veta Chaska.</i>	48
Tabla 23 <i>Clasificación de parámetros de la evaluación geomecánica.</i>	49
Tabla 24 <i>Clasificación del método de explotación, por geometría y distribución de leyes</i>	50
Tabla 25 <i>Clasificación del método por sus características geométricas.</i>	51
Tabla 26 <i>Elección del método de explotación, mediante puntuación más alta.</i>	52
Tabla 27 <i>Equipos y accesorios utilizados para la perforación.</i>	55
Tabla 28 <i>Avance efectivo por voladura.</i>	56
Tabla 29 <i>Equipos adquiridos para el método corte y relleno.</i>	59
Tabla 30 <i>Sueldo mensual de trabajadores.</i>	60
Tabla 31 <i>Tiempo total que toma perforar un taladra.</i>	60
Tabla 32 <i>Costo total de un frente perforado.</i>	61
Tabla 33 <i>Costo total por frente perforado.</i>	62
Tabla 34 <i>Costo total de barreno por frente perforado.</i>	63
Tabla 35 <i>Costo total de broca por frente perforado.</i>	64
Tabla 36 <i>Costo total de máquina perforadora por frente perforado.</i>	65

Tabla 37 <i>Costo total de lubricante por frente perforado.</i>	66
Tabla 38 <i>Costo total en perforación.</i>	67
Tabla 39 <i>Costo total anual de explosivos.</i>	67
Tabla 40 <i>Costo total anual de EPPs.</i>	67
Tabla 41 <i>Costo total de herramientas para labores auxiliares.</i>	68
Tabla 42 <i>Costo unitario para sostenimiento.</i>	69
Tabla 43 <i>Costo tal de winche.</i>	69
Tabla 44 <i>Costo total de actividades y equipos.</i>	70
Tabla 45 <i>Flujo entrante con el método corte y relleno.</i>	71
Tabla 46 <i>Flujo entrante y saliente para el cálculo del VAN, TIR Y B/C.</i>	73
Tabla 47 <i>VAN, TIR y relación B/C, para el método corte y relleno.</i>	74

Índice de Figuras

Figura 1 <i>Ubicación del proyecto.</i>	21
Figura 2 <i>Área de la concesión minera Pururay 2008</i>	23
Figura 3 <i>Primera muestra, para establecer las propiedades físicas y mecánicas de la roca.</i>	36
Figura 4 <i>segunda muestra destinada a identificar las propiedades físicas y mecánicas de la roca.</i>	37
Figura 5 <i>Tercera muestra, destinada a evaluar las propiedades físicas y mecánicas de la roca.</i>	38
Figura 6 <i>Determinación visual de humedad de la roca.</i>	39
Figura 7 <i>Malla de voladura simulada en JKSimblast.</i>	56
Figura 8 <i>Voladura.</i>	57
Figura 9 <i>Llenado de mineral a un carro minero tipo U - 35.</i>	58

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Resumen

Este estudio se enfoca como optimizar los costos en minería subterránea, particularmente al explotar vetas angostas en la concesión minera Pururay 2008, ubicada en Ayacucho, Perú. Se examina como una mala elección del método de explotación puede resultar en gastos innecesarios, mayor dilución del mineral y, por ende, menor rentabilidad. La aplicación del método corte y relleno ascendente nos permite reducir la dilución mineral a menos del 5%, mejorando la recuperación del oro y asegurando la estabilidad geomecánica, utilizando el cálculo del VAN, TIR y la relación beneficio/costo resaltando la factibilidad de métodos mecanizados simples como JackLeg y Winches eléctricos.

El estudio enfatiza no solo en la rentabilidad financiera (TIR de 53.96%), sino también la reducción del impacto ambiental a través del reúso de materiales estériles. Por otro lado, relación beneficio/costo mayor a 1.87 confirma que los métodos selectivos son económicamente viables en la minería artesanal, reconociendo al mismo tiempo los retos que enfrentan debido a la falta de financiamiento y capacitación del personal involucrado.

Palabras Claves

Método de explotación, Corte y relleno, vetas angostas, circado

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad Problemática

El aprovechamiento de depósitos auríferos de vetas angostas constituye una de las problemáticas más desafiantes en el ámbito de la minería subterránea contemporánea. Esta actividad demanda una selección meticulosa de las técnicas de extracción con el objetivo de maximizar la recuperación del metal precioso, al tiempo que se reducen tanto los gastos operacionales como la contaminación del mineral con material estéril. En el territorio peruano, caracterizado por la abundancia de estos depósitos de oro, la determinación del procedimiento más apropiado se establece como un elemento crucial para asegurar la rentabilidad económica de las iniciativas mineras. Las innovaciones tecnológicas y las estrategias de operación han experimentado una evolución considerable, proporcionando opciones que abarcan desde las metodologías tradicionales de extracción con relleno, hasta enfoques modernos como la explotación por subniveles y la fracturación mediante procesos térmicos. El estudio en cuestión tiene como propósito establecer las bases conceptuales requeridas para el proceso de selección del procedimiento más conveniente para el proyecto minero Pururay 2008, ubicado en Ayacucho, tomando en cuenta las particularidades del depósito mineral y los elementos técnicos, financieros y medioambientales que intervienen en la decisión.

Leonida (equipo minero, 2021, p.14), en el artículo *explotación de vetas angostas adecuadas para el futuro*, resalta que la principal característica de la minería de vetas angostas es su baja producción de residuos, lo cual se alinea con la creciente conciencia

ambiental, social y gubernamental, que busca promover la minería. Aunque el concepto de veta angostas no es reciente, si lo son las nuevas tecnologías que se están utilizando para minimizar la dilución y mejorar tanto la recuperación de recursos como también la seguridad del personal.

Brayan (2021), concluye que, en la minería subterránea, específicamente en el método de explotación de vetas angostas, la dilución no planificada se origina de la sobre excavación de las paredes, especialmente de la pared colgante. Por lo tanto, es crucial garantizar la estabilidad para gestionar la dilución relacionada con la explotación, lo cual también tiene implicancias en la seguridad operativa.

Chuyima (2019), demuestra que, con la mecanización en el ciclo de perforación en tajos de vetas angostas, los costos de perforación en realce con equipos Muki, es de 1.14 US\$/pie perforado, lo cual disminuye en un 12.31% en comparación con la perforación neumática con Stoper 1.30 US\$/pie perforado. La eficiencia de perforación con equipo Muki en los tajos es de 95% más eficiente que con la perforación manual Stoper.

Torres (2019), en su trabajo de suficiencia profesional, concluye que, debido a las características geológicas de los casos presentados, el método de explotación más adecuado sería el Sublevel Stopping, ya que este método implica un costo operativo menor.

Huincho (2020), concluye que, para lograr la sostenibilidad de los resultados operacionales, es necesario gestionar los KPIs, con la colaboración del área de geología, planeamiento de mina y apoyo de gerencia de la unidad. De esta manera, el control de la dilución se convierte en una práctica habitual y se supervisa mediante KPIs, lo que permitirá que los ejecutivos lo gestionen de manera periódica.

Fuentes y Gargate (2021), concluye que, a través del análisis de la dilución utilizando la fórmula de McCarthy y aplicando los principios esenciales de la ingeniería de voladura, se demuestra que la propuesta es factible, ya que tiene un efecto positivo en la reducción de la dilución. Esto se logra al realizar cálculos matemáticos con dicha fórmula y al diseñar adecuadamente la malla de perforación. Este análisis proporciona una base sólida para afirmar que es una herramienta eficaz para otras empresas mineras que implementen el método.

Basurto (2021), en su tesis “Explotación de vetas angostas auríferas mediante OCF – Circado en mina Cobriza 15 de Minera Inyemin E.I.R.L”, concluye que: las propiedades geológicas y geomecánicas de las vetas angostas de oro son prácticamente uniformes con un RMR de mineral y caja de III A – III B, respectivamente, presentando una calidad regular. Esto las hace adecuadas para implementar el método OCF – Circado selectivo.

Vallejo (2022), concluye que, los resultados de su investigación sobre modelamiento geomecánico, indica que este tipo de modelado tiene un impacto significativo en la estabilidad del ciclo de minado en la veta Esperanza, específicamente en el nivel 21 de Alpayana.

1.1 Bases Teóricas

1.2 Clasificación de Métodos de Explotación Subterránea

a) Cámaras y Pilares

Este método también es conocido como «room and pillar», en el cual se extrae la mayor parte del mineral del yacimiento, dejando ciertas secciones de mineral en forma de pilares o columnas que sostienen el techo. La extracción del mineral debe maximizarse, ajustando las dimensiones tanto de las cámaras como de los pilares según las propiedades de presión y resistencia del material. Los pilares de mineral pueden ser recuperados total o parcialmente, ya sea reemplazándolos con otro material para mantener el soporte del techo o extrayéndolos mediante un proceso de retirada, permitiendo que el techo se hunda posteriormente; de lo contrario, el mineral contenido en los pilares generalmente se pierde. (Herrea,2020, pp 19-20)

El aspecto económico más relevante en este método es el tamaño y la separación de los pilares, lo cual depende de factores como:

La estabilidad del techo de la galería.

La resistencia del mineral.

El espesor del yacimiento.

La presión ejercida por la roca subyacente.

La presencia de discontinuidades geológicas, como fallas o pliegues.

La forma y dimensiones de los pilares, entre otros

b) Corte y Relleno

Este método es adaptable y se emplea en yacimientos con vetas inclinadas o verticales, especialmente cuando se trata de minerales de alta ley. Su característica principal es la extracción de mineral en tajadas o cortes, y luego el espacio vacío que queda se rellena con material estéril o relaves provenientes de la planta concentradora. Este relleno actúa como soporte para el techo de las paredes, facilitando la continuación de la explotación en el siguiente corte. La extracción puede realizarse de manera ascendente, trabajo de abajo hacia arriba y apoyándose en el relleno previo, o de forma descendente, trabajando de arriba hacia abajo y rellenando cada corte antes de avanzar al interior. Este método permite una alta recuperación del mineral, mejora la seguridad al rellenar los espacios vacíos y posibilita la explotación selectiva de las zonas con mayor ley, también se presentan costos elevados debido al proceso de relleno, tiene una productividad menor en comparación con métodos masivos y el trabajo es discontinuo, ya que es necesario esperar a que el relleno se solidifique antes de continuar. (Herrera, 2020, pp 77-87)

c) Hundimiento por Subniveles

Este método es ideal para yacimientos que son verticales o casi verticales, con un gran espesor, y donde tanto el mineral como la roca que lo rodea presenta alta resistencia. El yacimiento se divide en varios subniveles horizontales. Desde estos subniveles se perforan barrenos largos hacia arriba o hacia abajo para fragmentar el mineral. El mineral fragmentado se acumula en la parte inferior del caserón, desde donde se extrae mediante puntos de extracción situados en un nivel

inferior. Así el caserón quedara completamente vacío. Este método ofrece alta productividad, costos operativos reducidos, mayor seguridad para los trabajadores al operar desde subniveles, y permite un alto grado de mecanización, también es necesario que la roca como el mineral sean muy resistentes, tiene baja selectividad, por lo que no es adecuado para yacimientos con leyes minerales muy variables, y requiere una preparación previa extensa. (Herrera, 2020, pp 89-94)

d) Hundimiento por Bloques

Este método de explotación a gran escala se emplea en yacimientos extensos con mineral homogéneo y disperso, donde la roca tiende a fracturarse y colapsar por su propio peso tras socavar una sección en la base. El yacimiento se divide en grandes bloques, y se realiza una excavación en la base de cada bloque que provoca el hundimiento controlado del mineral debido a la gravedad. El material colapsado se extrae mediante puntos de extracción y galerías diseñadas para su transporte. Es un método muy económico y altamente productivo cuando se aplica a gran escala, además de requerir poca perforación y voladura una vez que el hundimiento ha comenzado, también requiere una inversión inicial considerable para la preparación, no permite una extracción selectiva del mineral, presenta dificultades en el control del hundimiento y puede ocasionar hundimientos en la superficie. (Herrera,2020, pp 125-130)

e) Cámaras Almacén

Este método se utiliza en yacimiento con vetas verticales o muy inclinadas, donde el mineral presenta buena resistencia. La extracción se realiza en tajadas

ascendentes, pero a diferencia del método corte y relleno, la mayor parte del mineral fragmentado se deja dentro del caserón para servir como plataforma de trabajo para los mineros y como soporte temporal de las paredes. Solo se extrae una fracción del mineral (aproximadamente el 30% y 40%) para dejar espacio suficiente para las labores. Cuando se alcanza la parte superior del caserón, se extrae todo el material acumulado. Este método requiere menos material de relleno y es un método relativamente sencillo, la desventaja del método radica en que el mineral permanece dentro de la mina durante un tiempo, lo que implica capital inmovilizado; además puede haber una alta dilución y no es adecuado para minerales que se oxidan o descomponen con facilidad. (Herrera, 2020, pp 45-48)

1.3 Descripción del Área del Proyecto

a) Localización y Vías de Acceso

Minera Gachos S.A.C., posee la concesión Pururay 2008, la cual abarca un área de 100 hectáreas, esta concesión se encuentra situada en el distrito de Sancos, en la provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho.

Desde la ciudad de Lima, se puede llegar a la ciudad de Nazca a través de la panamericana sur. Desde Nazca, se continúa hasta el distrito de Yauca, luego se toma un desvío hacia el distrito de Jaqui. Para acceder al proyecto, se utiliza una trocha carrozable que tiene una longitud de 9.5 Km., de longitud.

Tabla 1

Rutas de acceso para llegar al proyecto.

Ruta	Localidad	Distancia (km)	Tipo de vía
	Lima – Nazca	200 km	Asfaltada
	Nazca – Yauca	50 km	Asfaltada
	Yauca – Jaqui	26.5 km	Asfaltada
	Jaqui – Concesión	9.5 km	Trocha

Nota. La tabla muestra de cómo se puede llegar al proyecto, partiendo desde la ciudad de Lima.

Figura 1

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Ubicación del proyecto.



Nota. Imagen tomada de Google earth, 2024

b) Concesión Minera Gachos S.A.C.

Minera Gachos S.A.C., es la propietaria de la concesión Pururay 2008, identificada con código 0100026208, esta concesión abarca una cuadrícula ubicada en la zona 18, específicamente en el cuadrángulo de Puquio. Las coordenadas UTM en el sistema WGS84, se detallan en el siguiente cuadro.

Tabla 2
Coordenada de la concesión minera Pururay 2008.

Vértices	Norte	Este
1	8304629.47	571777.35
2	8304629.48	572777.34
3	8303629.47	572777.37

4	8303629.47	571777.38
---	------------	-----------

Nota. Las coordenadas se tomaron del aplicativo GEOCATMIN.

c) Fisiografía

La región de Jaqui, situada en la provincia de Lucanas dentro del departamento de Ayacucho, posee rasgos geológicos y topográficos particulares. Este distrito se localiza en la vertiente occidental de la Cordillera Occidental, una zona donde se han llevado a cabo análisis geológicos exhaustivos.

El Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET), llevo a cabo el mapeo geológico del cuadrángulo Jaqui 31ñ (hojas 2 y 4), determinado que más de la mitad del territorio está formado por rocas plutónicas que datan del Jurásico hasta el Cretácico. En el trabajo se identificaron y describieron siete unidades plutónicas distintas, abarcando edades desde el Jurásico hasta el Cretácico. Asimismo, se reconoció la formación río Grande, relacionada con el vulcanismo del Jurásico medio, en las rocas volcánicas de la zona.

Estas particularidades geológicas tienen un impacto directo en la configuración del relieve del distrito, el cual se caracteriza por la presencia de elevaciones, quebradas, valles y zonas desérticas, conformando un entorno variado y con abundantes recursos naturales.

Figura 2

Área de la concesión minera Pururay 2008



Nota. Para definir el área del proyecto, se referencio con las coordenadas del proyecto. Tomado de Google earth, 2024

d) Geología Regional del Yacimiento

En el yacimiento de estudio de encuentra la formación Ferrobamba, W.F.Jenks (inédito, 1915), utilizo este término para referirse a una serie de calizas fosilíferas que se caracterizan por la alternancia entre calizas y calizas arcillosas. Se le atribuye a la formación Ferrobamba una edad Albiano-Cenomaniano inferior, gracias a la abundante cantidad de fósiles presentes en esta secuencia. Además, se puede establecer una

correlación con las calizas de Yucaypata de la región Cuzco (Gregory, 1916), así como la formación Acurquina en Arequipa (Benavides, 1948), y con las formaciones Chulec, Pariatambo y Jumasha del centro del país. También se relaciona con las calizas homónimas en Apurímac (Pecho, 1981). (INGEMMET, Memoria sobre la geología económica de la región Ayacucho, 2011, p.15).

En el ámbito de la Concesión minera, se puede encontrar múltiples vetas, la mayoría de las cuales presentan aforamientos bien definidos que varían en longitudes entre 700 y 900 metros, con potencias que oscilan entre 0.20 y 0.35 metros, e incluso menores, conocidas como trazas. La zona de explotación incluye una veta amplia llamada “Chaska”, que abarca un área de aproximadamente 1 kilómetro de radio, se detalla en el siguiente cuadro.

Tabla 3
Características generales del yacimiento.

Densidad de la mineral:	3.10 Tn/m ³
Mineral explotable:	Oro
Longitud de labor para la veta Chaska:	115 m

Nota. Los datos fueron brindados por el área de geología.

Tabla 4
Características de la veta Chaskas.

Estructura mineralizada	Longitud aprox. de afloramiento (m)	Potencia (m)	Rumbo	Buzamiento
--------------------------------	--	---------------------	--------------	-------------------

Veta Chaska	100	0.35	N85°E	70NO
-------------	-----	------	-------	------

Nota. Información proporcionada por el área de geología.

1.2. Formulación del problema

¿Qué método de explotación es el más adecuado para la explotación de vetas angostas en la concesión minera Pururay, situada en la provincia de Lucanas, Ayacucho, durante el año 2022?

1.3. Objetivos

Implementar un método de explotación para vetas angostas con el objetivo de optimizar la calidad del mineral e incrementar la producción.

1.3.1. Objetivo general

Elegir un método de explotación para vetas angostas con el objetivo de optimizar la calidad del mineral e incrementar la producción.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar los parámetros geométricos y geomecánicos de las rocas encajonantes.
- Analizar un método de explotación que posibilite la mayor producción sostenible considerando las restricciones de vetas angostas en la concesión minera Pururay 2008.
- Evaluar un método de minado selectivo para la explotación de vetas angostas de oro, en la concesión minera Pururay 2008.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis General

La adopción del método de circado facilitara una explotación más eficaz y lucrativa de las vetas angostas de oro en la concesión minera Pururay, en comparación con los métodos convencionales.

1.4.2. Hipótesis Especifica

- Las características geomecánicas y geológicos particulares de las vetas angostas en la concesión tendrán un impacto significativo en la efectividad del método de explotación elegido.
- La utilización del método corte y relleno ascendente será más adecuada para las condiciones específicas de las vetas angostas en la concesión minera Pururay, asegurando una producción constante y sostenible.
- La implementación de un modelo de selección basado en criterios técnicos y económicos permitirá identificar el método de explotación que optimice la recuperación del mineral y reduzca los costos operativos.

CAPÍTULO II: METODOLOGÍA

2.1. Tipo de Investigación

La investigación que se presenta adopta un enfoque cuantitativo, en el cual se recogen datos sobre las variables del estudio a través de mediciones numéricas, conteo y el uso de métodos estadísticos para analizar, interpretar y describir los resultados obtenidos (Pinto, 2018). Se trata de una investigación explicativo y aplicada, ya que está

orientada a la obtención y recopilación de conocimientos teóricos derivados de estudios básicos previos (Lozano, 2014). La organización del estudio se realizó de manera retrospectiva, pues implica la recopilación y análisis de información histórica y datos pasados (Rodríguez y Cabrera, 2007), tal como se hará en este proyecto al comparar la información obtenida antes y después de la intervención. Asimismo, debido a las mediciones se efectúan en un periodo determinado, es estudiado clasificado en un periodo transversal, ya que los datos se recolectan en un único momento para su análisis y descripción posterior. Cabe resaltar que el diseño del estudio es de tipo experimental.

Nivel y Alcance

Se realiza un análisis de correlación entre los parámetros geomecánicos del yacimiento, método de explotación e impacto en la producción y calidad, ya que propone viabilidad técnica-económica y una solución concreta implementando el método de corte y relleno ascendente.

2.2. Población y Muestra

Población

La población está constituida por cuatro vetas a lo largo de 5 niveles. Jeny, Esperanza, Chaska y Carolina, todas ellas situadas dentro de la concesión minera Pururay 2008 en Ayacucho. Para realizar un análisis exhaustivo, se eligió la veta Chaska en el nivel 1.

Muestra

La toma de muestra se realizó mediante un método no probabilístico, donde se eligió a la veta Chaska del subnivel SN111-N, de la concesión minera Pururay 2008.

Por ser la más representativa.

2.3. Técnicas e Instrumentos para la Recolección de Datos

Dentro de las técnicas e instrumentos empleados para llegar a tener una recolección óptima de datos, se muestran en el siguiente cuadro.

Tabla 5

Técnicas e instrumentos utilizados para la elaboración del proyecto.

Técnica	Instrumento	Descripción
Observación directa	registro de campo	permite la recolección de datos sobre características físicas, geológicas del yacimiento.
Análisis documental	fichas bibliográficas y base de datos	utilizada para la revisión de literatura científica y estudios relacionados con método de explotación.
Medición en campo	equipos geotécnicos (picota, brújula)	para la evaluación de parámetros geométricos y geo mecánicos del macizo rocoso.
Entrevista a expertos	guía para entrevistas	recopilar información cualitativa de experiencias, recomendaciones en minería subterránea.
Ensayos geotécnicos	tablas geomecánicas	determinación de resistencia, calidad y estabilidad del macizo rocoso.

Nota. Descripción de como las técnicas e instrumentos ayudaron a la recolección de datos para el presente estudio.

2.4. Análisis de Datos

El proceso de análisis de datos se llevará a cabo en distintas fases, comenzando

por la recopilación de datos, organización y depuración de la información proveniente de textos académicos, revistas especializadas y la base de datos internos de la empresa.

Para procesar la información se utilizaron los programas Microsoft Word, Excel, y SPSS. Estas herramientas resultaron esenciales para organizar el análisis de datos y presentar los datos de manera clara y profesional. Esto facilitó una comprensión más detallada de cómo la optimización de un método de explotación mejora la producción en la Concesión minera Pururay 2008.

2.5. Aspectos Éticos

La tesis de investigación es propia y original de los autores, desarrollado de la experiencia del trabajo realizado en la concesión Minera Pururay 2008, así mismo basado en análisis e informes anteriores para recopilar la data, los cuales son mencionados en el desarrollo de la tesis, de la misma manera las fuentes de las cuales

CAPÍTULO III: RESULTADOS

3.1. Parámetros Geométricos y Geomecánicas del Yacimiento

La caracterización detallada de un yacimiento es esencial para elegir el método de extracción adecuado. En el año 2022, se llevó a cabo un mapeo exhaustivo de los parámetros geométricos y una evaluación geomecánica completa de la veta Chaska en la concesión minera Pururay 2008.

3.1.1. Aspectos Geométricos del Yacimiento

La geometría de la veta Chaska se determinó mediante un muestreo sistemático y análisis estructural. Los parámetros identificados incluyen.

Forma del Yacimiento

La veta presenta una forma tabular alargada, característica de depósitos epitermales de baja sulfuración.

Tabla 6

Identificación de la configuración del yacimiento.

Forma del yacimiento
- Equidimensional o masivo: Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.
- Tabular: dos de las dimensiones son mucho mayor que la tercera.
- Irregular: las dimensiones varían a distancias muy pequeñas.

Nota. La clasificación es propuesta por Llanque Maquera, 1999.

Potencia (ancho de veta)

Las mediciones en varias secciones transversales mostraron una varianza en la potencia entre 0.10 a 0.35 m., clasificándola como una veta de ancho a moderado según la escala de Nicholas.

Tabla 7

Medición de la veta en diez tramos.

Potencia de la mineralización

Estación	Medida (m)
Primera medición	0.15
Segunda medición	0.12
Tercera medición	0.18
Cuarta medición	0.10
Quinta medición	0.20
Sexta medición	0.30
Séptima medición	0.20
Octava medición	0.18
Novena medición	0.15
Decima medición	0.27
Potencia promedio	0.185

Nota. Elaboración propia de los autores.

Se analizó en el programa SPSS., los parámetros de las diferentes mediciones de potencias de la veta, la cual nos arrojó una potencia de 0.1850, convalidando este resultado con los parámetros de Nicholas, nos da una potencia de mineral, estrecha < a 10 m.

Tabla 8

Cálculo de media y desviación estándar para la potencia de veta.

Estadísticos		
medida(m)		
N	Válido	10
	Perdidos	20
Media		,1850
Desv. Desviación		,06700
Rango		,20

Nota. Para calcular la media y desviación estándar, se hizo uso del programa SPSS, para corroborar los parámetros propuestos por Llanque Maquera, 1999.

Tabla 9

Clasificación de la veta según su grosor.

Potencia del mineral	
- estrecha:	< a 10 m.
- Intermedia:	10 a 30 m.
- Potente:	30 a 100 m.
- Muy potente:	> a 100 m.

Nota. Elaboración propia. Clasificación propuesta por Nicholas.

Inclinación

La veta tiene una inclinación promedio de 75% respecto al plano horizontal. Lo que lo clasifica con un buzamiento pronunciado. Esto afecta directamente a la estabilidad de las excavaciones.

Tabla 10

Clasificación de la inclinación de la veta.

Inclinación	Rango
- Echado:	< a 20°
- Intermedio:	20 a 55°
- Inclinado:	> a 55°

Nota. Elaboración propia. Las clasificaciones y los rangos son propuestos por Llanque Maquera, 1999.

Profundidad

El modelamiento geológico indica que la extensión de la veta es menor a los 200 m., de profundidad desde la superficie. Para la veta Chaska se ha establecido una profundidad de 115 m., desde la superficie terrestre, la cual se clasifico según la tabla siguiente.

Tabla 11

Establecimiento de la profundidad de la veta.

Profundidad de la superficie	
- estrecha:	< a 150 m.
- Intermedia:	150 a 600 m.
- Alta:	> a 600 m.

Nota. Elaboración propia. La clasificación y los rangos son propuestos por Llanque Maquera, 1999.

Distribución de leyes

Se observo que la distribución de la estructura mineralizada se mantiene uniforme en todos los puntos del yacimiento.

Tabla 12

Clasificación de la distribución concentrados.

Distribución de leyes

- Uniforme: La ley del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto del yacimiento mineralizado.
- Gradual o diseminado: Las leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de un punto a otro.
- Errático: No existe una relación espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de un punto a otro en distancias muy pequeñas.

Nota. Elaboración propia. La distribución de leyes es propuesta por Llanque Maquera, 1999.

Según la tabla 12 se ha establecido una distribución uniforme de leyes para la veta Chaska.

3.1.2. Aspectos Geomecánicos del Yacimiento

La relación entre la resistencia de la roca, la compresión simple y la presión generada por el peso del recubrimiento se puede calcular a partir de la profundidad y la densidad de la roca. En nuestro caso, los parámetros son los siguientes: características geomecánicas, que se determinaron según los criterios propuestos por Llanque Maquera (1999) (Anexo N°2).

Propiedades Físicas y Geomecánicas del Yacimiento

Para establecer las propiedades físicas y mecánicas, se tomaron muestras en tres áreas de la mina, y el análisis se llevó a cabo mediante el golpeo con una picota.

Figura 3

Primera muestra, para establecer las propiedades físicas y mecánicas de la roca.



Nota. Muestra para hacer ensayos con golpes de picota y observación directa.

Tabla 13

Clasificación de resistencia de la roca a través de golpes de picota.

Clase terreno	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la compresión (MPa)	Estimación en de la resistencia
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe para fractura.

Nota. Elaboración propia. La clasificación mediante golpes de picota es propuesta por Aguilar (2013).

Figura 4

Segunda muestra destinada a identificar las propiedades físicas y mecánicas de la roca.



Nota. Muestra para ser ensayos mediante golpes de picota y observación directa.

Tabla 14

Clasificación de la resistencia de roca a través de impactos de picota.

Clase terreno	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la compresión (MPa)	Estimación en de la resistencia
R4	Resistente	50 – 100	un trozo de roca requiere más de un golpe para fracturarse.

Nota. Elaboración propia. La clasificación de resistencia de roca a través de golpes de picota es propuesta por Aguilar (2013).

Figura 5

Tercera muestra, destinada a evaluar las propiedades físicas y mecánicas de la roca.



Tabla 15

Clasificación de la resistencia de la roca a través de impactos de picota.

Clase terreno	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia a la compresión (MPa)	Estimación en de la resistencia
R4	Resistente	50 – 100	Un trozo de roca requiere más de un golpe para

fracturase.

Nota. Elaboración propia. La clasificación de resistencia de la roca a través de golpes de picota es propuesta por Aguilar (2013).

La muestra 3, también se clasifico como R4, de las tres muestras tomadas se obtuvo un promedio dando como resultado una valoración de R4 (R4, 50 – 100 MPa), lo cual se deduce que es una roca moderadamente fracturada.

3.1.3. Presencia de Agua en la Roca para Definir el Tipo de Soporte

En la mina Pururay se puede observar in situ, la presencia de humedad, aunque no se detectan aguas dinámicas, ya sea por filtraciones de lluvias, acumulaciones de agua o ríos subterráneos. De acuerdo con la clasificación propuesta por Gonzales (2002) se le asignara un puntaje de 7.

Figura 6

Determinación visual de humedad de la roca.



3.1.4. Cálculo de RMR

Influencia del RQD en la Determinación del Tipo de Soporte

La fórmula sugerida por Priest & Hudson (1976) se empleó para calcular el RQD, utilizando un método lineal en el que se contabilizaron las discontinuidades en un tramo de 10 m.

Longitud total: 10 m.

Numero de discontinuidades: 17

Fórmula sugerida por Priest & Hudson:

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

Se tiene que: $\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{\text{distancia total (m)}}$

Donde: $\lambda = \frac{17}{10} = 1.7$

$$RQD = 100e^{(-0.1*1.7)(0.1*1.7+1)}$$

$$RQD = 81.963\%$$

Según la clasificación propuesta por Bienawski, (1989) en el Anexo N°5, se considera que la calidad de la roca es buena.

Con el RQD obtenido realizamos una comparación con la clasificación propuesta por Bienawski, y llegamos a la conclusión que la roca tiene una clasificación regular. De acuerdo con el Anexo N°1 se le asigna un puntaje de 17.

Espaciamiento de las Discontinuidades

Se utilizo un tramo de 10 m, como referencia para medir las discontinuidades, donde se observó que no todas eran paralelas, también se encontraron discontinuidades perpendiculares, la distribución de las discontinuidades se presenta en las tablas 17, 18 y 19.

Tabla 16

Primera medición de distancias entre espaciamentos.

Fractura	Espaciamiento (cm)
1-2	15.28
2-3	16.14
3-4	18.23
4-5	20.2
5-6	21.7
6-7	27
8-9	37.5
9-10	35.3
10-11	42.8

11-12	27
12-13	24.5
13-14	37.3
14-15	30.8
15-16	43.5
16-17	34.7
17-18	23.8
18-19	19.5
19-20	28
20-21	29.3
Promedio	28.02

Nota. elaboración propia de los autores.

Tabla 17

Segunda medición de distancias entre espaciamentos.

Fractura	Espaciamiento (cm)
1-2	12.5
2-3	42.8
3-4	28.5
4-5	40.8
5-6	31.2
6-7	42.3
8-9	27.6
9-10	45.8
10-11	34.2
11-12	37.3
12-13	14.8
13-14	47.8
14-15	28
15-16	34.8
16-17	54.3

17-18	48.2
18-19	46.7
Promedio	36.32

Nota. Elaboración propia de los autores.

Tabla 18

Tercera medición de los espaciamientos.

Fractura	Espaciamiento (cm)
1-2	26.7
2-3	18.4
3-4	28.3
4-5	50.8
5-6	46.7
6-7	41.9
8-9	17.7
9-10	45.2
10-11	28.4
11-12	38.4
12-13	46.3
13-14	38.9
14-15	47.4
19-20	22.5
20-21	18.7
3321-22	38.4
22-23	27
23-24	43.5
Promedio	34.73

Nota. Elaboración propia de los autores.

Con los datos obtenidos calculamos un promedio de 33.02. Según Gonzales

(2002), el espaciado se sitúa en un rango de 20 a 60 cm, lo que le otorga una clasificación de moderado.

De acuerdo con el Anexo N°1. Respecto a la persistencia se le asigna una puntuación de 10.

Estado de las discontinuidades

El estado de las discontinuidades se presenta en el siguiente cuadro

Tabla 19
Medición de las discontinuidades.

Fractura	Persistencia (m)
1	1.10
2	0.78
3	1.30
4	1.70
5	1.00
6	0.80
7	0.30
8	0.90
9	1.90
10	1.45
11	1.30
12	1.60
13	1.75
14	1.80
15	1.65
16	1.45
17	1.80
18	1.50
Promedio	1.33

Nota. Elaboración propia de los autores.

Según el promedio de las mediciones de la persistencia y siguiendo la clasificación de Gonzales, (2002), se determina que la persistencia es media.

De acuerdo con el Anexo N° 1, se le da un puntaje de 4 a la persistencia

Abertura

Se tomaron las mediciones de aberturas de las distintas fracturas, las cuales se presentan en el siguiente cuadro.

Tabla 20
Medición de aberturas.

Fractura	Apertura(mm)
1	1
2	2
3	1
4	2
5	1
6	0
7	0
8	1
9	1
10	1
11	0
12	1
13	1
14	2
15	1
16	1
17	0
18	1
Promedio	0.94

Nota. Elaboración propia de los autores.

De acuerdo con el promedio de las mediciones de las aberturas y siguiendo la

clasificación de Gonzales, (2002), se concluye que la abertura es parcialmente abierta.

Según la tabla de valoración presentada por Bienawski en el Anexo N°1, se asigna un puntaje de 4.

Rugosidad

La estimación de la rugosidad se realizó de manera visual y se clasifico según la tabla de propuesta por Gonzales (2002), determinado que se trata de una roca rugosa, a la que le asigno un puntaje de 7.

Relleno

Para evaluar la resistencia del relleno, se realizó una estimación empírica y se observó que el relleno es fácilmente perforado por la uña. En la clasificación propuesta por Bienawski, Anexo N°1, se le asigna un puntaje de 4.

Alteración

En la inspección visual se observa una roca moderadamente alterada. Según la traducción del ISRM (1977), menos de la mitad del material rocoso esta descompuesto o desintegrado en suelo. también se identifican áreas de roca sana o descolorida, presentándose en forma de entramados discontinuos o como fragmentos aislados. En el Anexo N5, Bienawski asigna un puntaje de 3 para este tipo de alteraciones.

Para calcular el RMR, se hace una sumatoria de todos los parámetros propuestos por Bienaswki; para la resistencia de la matriz rocosa (MPa), se obtuvo un puntaje de 4

para el RQD, se obtuvo un puntaje de 17 para el espaciamiento, se obtuvo un puntaje de 10; para la persistencia, se asignó una puntuación de 4; para la abertura, también se obtuvo una puntuación de 4; para la rugosidad, se asignó un puntaje de 5; para el relleno, se obtuvo un puntaje de 4; para la alteración, se asignó un puntaje de 3; y para las aguas freáticas se obtuvo una puntuación de 7. Esto como resultado un RMR total de 58.

En el siguiente cuadro se hace un resumen de los datos contrastados con las clasificaciones de los autores mencionados en este estudio, los cuales le dan mayor validez a los resultados obtenidos.

Tabla 21

Resumen de variables medias con fórmulas matemáticas, programa SPSS y parámetros propuestos por los autores propuestos.

Variable	Media	Desviación estándar	Rango	Interpretación
Potencia (m)	0.185	±0.07	0.10 – 0.35	Vetas angostas (<a10 m).
RQD (%)	81.96	±5.2	75 – 90	Roca buena (Bienawski).
RMR	58	-	-	Clase III (roca regular)

3.2. Método de Explotación

3.2.1. Elección del Método Mediante Análisis Numérico

Para la elección del método se tomó como referencia las tablas de clasificación propuestas por Llanque Maquera, (1999).

Tabla 22

Parámetros de clasificación para la veta Chaska.

1. Forma

- **Tabular:** dos de las dimensiones son mucho mayor que la tercera.

2. Potencia del yacimiento

- Estrecha < a 10 m

3. Inclinación

- Inclinado > a 55°

4. Profundidad de la superficie

- Pequeña < a 150 m

5. Distribución de leyes

- **Uniforme:** la ley del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto del yacimiento mineralizado.

Nota. La clasificación y parámetros es propuesta por Llanque Maquera (1999).

De acuerdo con la clasificación geomecánica detallada anteriormente se va a constatar en el cuadro siguiente, propuesto por Llanque Maquera (1999).

Tabla 23

Clasificación de parámetros de la evaluación geomecánica.

1. Resistencia de la matriz rocosa

Alta : > a 15

2. Espaciamiento entre fracturas

Muy grande 3 70 - 100

3. Resistencia de las discontinuidades

Media: Discontinuidades limpias con una superficie rugosa.

Nota. Clasificación y parámetros propuesto por Llanque Maquera (1999).

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Tabla 24

Clasificación del método de explotación, por geometría y distribución de leyes

Geometría y Distribución de leyes	Parámetros	Cielo Abierto	Hundimiento por bloques	Cámaras por subnivel	Hundimiento por subniveles	Tajeos largos	Cámaras y pilares	Cámaras almacén	Corte y relleno	Entibación con marcos
Forma del yacimiento	Tabular	2	2	2	4	0	4	2	4	2
Potencia del mineral	Estrecho	2	-49	1	-49	4	4	1	4	4
Inclinación	Inclinado	4	4	4	4	-49	0	4	4	3
Distribución de leyes	Uniforme	3	4	3	4	4	3	3	3	3
Total		11	-39	10	-37	-41	11	10	15	12

Nota. La clasificación y valores son propuestos por Llanque Maquera (1999).

De acuerdo con la tabla 28, se puede determinar el método óptimo para emplear en la concesión minera Pururay 2008, es corte y relleno,

el cual se corrobora en la tabla 30.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

En el cuadro siguiente propuesto por Llanque Maquera, (1999), se hace una clasificación del método de acuerdo con las características geomecánicas.

Tabla 25

Clasificación del método por sus características geométricas.

Características Geomecánicas	Parámetros	cielo abierto	Hundimiento por bloques	Cámaras por subnivel	Hundimiento por subnivel	Tajeo largo	Cámaras y pilares	Cámaras almacén	Corte y relleno	Entibación con marcos
Resistencia de las rocas	alta	4	1	4	1	0	4	1	2	2
Espaciamiento entre las fracturas	muy grande	4	0	4	1	0	4	0	2	2
Resistencia de las discontinuidades	medias	3	2	2	2	2	2	2	3	3
Total		11	3	10	4	2	10	3	7	7

Nota. La clasificación y valores es propuesta por Llanque Maquera (1999)

Con los resultados de las tablas 29 y 30, se puede determinar el método más adecuado para la explotación, se descarta cielo abierto porque se tiene un sistema de vetas y no mantos, también se descartó los métodos de cámaras por subnivel y cámaras y pilares por la geometría y distribución de leyes, las cuales se muestran en el cuadro 30.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Tabla 26

Elección del método de explotación, mediante puntuación más alta.

Clasificación	Cielo abierto	Hundimiento por bloques	Cámaras por subnivel	Hundimiento por subniveles	Tajeos largos	Cámaras y pilares	Cámaras almacén	Corte y relleno	Entibación con marcos
Geometría y distribución de leyes	11	3	10	4	2	10	3	7	7
Características geomecánicas	11	-39	10	-37	-41	11	10	15	12
Total	22	-36	20	-33	-39	21	13	22	19

Nota. Elaboración propia. Clasificación y valores propuesto por Llanque Maquera (1999).

Las puntuaciones más altas que se muestran en el cuadro 30 y 31 Son: a cielo abierto con 22 puntos y corte y relleno con 22 puntos, no se consideró el método de cielo abierto, porque se estiman costos muy altos para la extracción del mineral, lo cual llevo a decidirse por el método de corte y relleno para explotar las vetas angostas que se presentan en la concesión minera Pururay 2008.

3.3. Método Corte y Relleno

En el método de corte y relleno es una técnica ampliamente utilizada en minería subterránea para la extracción de minerales en yacimientos con orientación vertical o inclinada. Este método se caracteriza por su capacidad para adaptarse a vetas angostas y garantizar la estabilidad de las excavaciones, lo que lo convierte en una opción ideal para operaciones selectivas.

3.3.1. Corte y Relleno Ascendente

El método corte y relleno ascendente es una variante del método tradicional. Este método comienza con el desarrollo de galerías de accesos y preparación de la mina, sin embargo, la extracción del mineral se realiza en bloques sucesivos, cada bloque extraído se rellena con material estéril o relleno hidráulico. Este método ofrece varias ventajas, como un mejor control de la estabilidad de la mina gracias al relleno continuo de los espacios excavados, lo que reduce significativamente el riesgo de derrumbes o hundimientos. Además, permite un mejor aprovechamiento del mineral. Sin embargo, también presenta desafíos, como una mayor inversión inicial en desarrollo y preparación.

Desarrollo y Preparación

a) Preparación del Block

- se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal.
- Chimeneas y caminos deben ser construidos a una distancia requerida según el diseño o

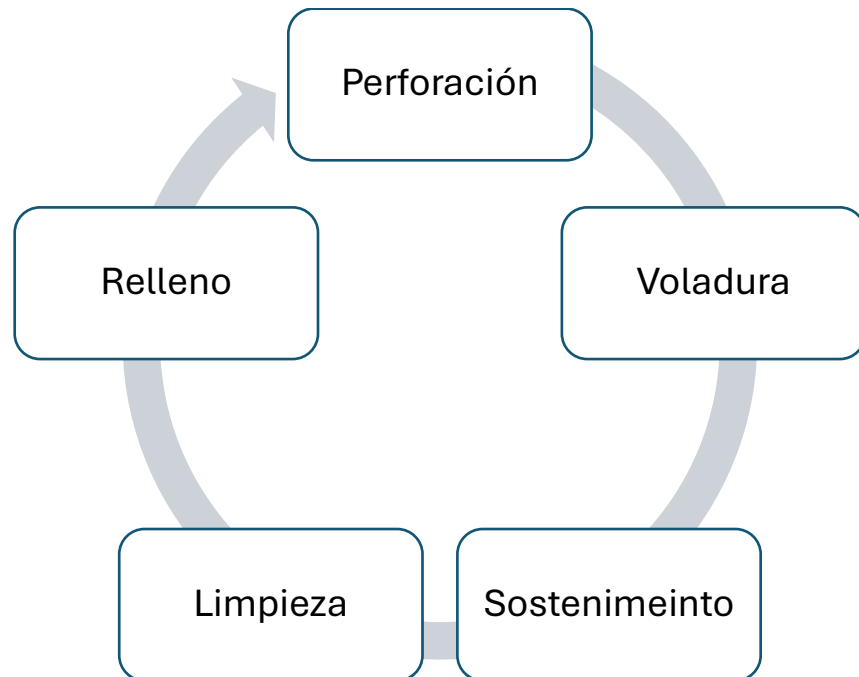
planeamiento de desarrollo y/o explotación

- El área del tajo debe estar de 5 a 12 m., sobre la galería de transporte.
- Las chimeneas para ventilación y transporte de relleno deben ser construidas del nivel inferior al nivel superior.

b) Preparación de Labores Verticales

En labores verticales tenemos chimeneas simples y dobles

3.3.2. Ciclo de Minado de Corte y Relleno Ascendente



Perforación

La perforación se realiza en vertical o realce con JackLeg y stoper, con barrenos de 4 y 5 pies y brocas de 38 mm de diámetro, se toma en cuenta el ancho de minado el cual será de 0.30 m, para hacer positivo este método es necesario que los taladros sean

numerosos, debido a las condiciones del terreno la cual ayuda que el techo del tajo sea estable.

Las dimensiones del tajo propuesto son de 1.50 m. altura y 2.50 de ancho para que el perforista opere con comodidad su máquina.

Tabla 27

Equipos y accesorios utilizados para la perforación.

Equipos y accesorios	
JackLeg	1 maquina
Stoper	1 máquina
Barrenos	4 y 5 pies
Brocas	38 mm
Guiadores	50 unidades
Saca barrenos	1 unidad
Saca brocas	1 unida

Nota. Elaboración propia de los autores.

La malla de perforación utilizada en los tajos es en forma de zigzag. Se tomará en cuenta el paralelismo y profundidad de los taladros para dar mayor uniformidad al techo y cajas, evitar en lo posible diluir el mineral, cada tajeo y chimenea tienen sus propias características, se hizo un promedio de datos por motivos prácticos, para poder realizar los cálculos, los cuales se muestran en el siguiente cuadro.

Tabla 28

Avance efectivo por voladura.

Parámetros	Desarrollo		Preparación		Explotación
	Galería	Chimenea simple	Chimenea doble	Subnivel	
Nº taladros (disparo)	27	17	27	30	184
Long. taladro (pie)	5	4	4	5	5
Avanc. Efectivo	1.30	1.04	1.04	1.30	1.30

Nota. Elaboración propia de los autores.

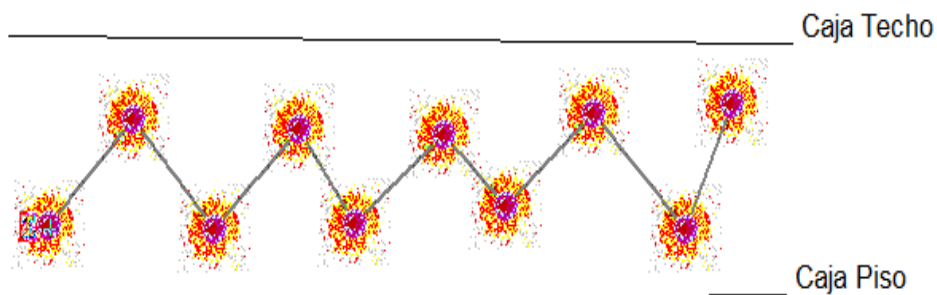
Voladura

Para arrancar el mineral o desmonte se utilizan como accesorios de voladura:

mecha lenta, fulminante común N°8 y como explosivos Emulnor de la marca FAMESA de 5000, 3000 y 1000

Figura 7

Malla de voladura simulada en JKSimblast.



Nota. Elaboración propia en el software Jksimblast.

Figura 8
Voladura.



Nota. Voladura utilizando en método convencional. El chispeo se realiza de forma manual

Limpieza y Acarreo

La en esta operación dependerá principalmente el rendimiento de la explotación, esta actividad se lleva a cabo de la siguiente manera.

- El mineral es transportado en carretilla hasta un echadero (chimenea principal).
- El mineral acumulado en la chimenea principal es sacado a la galería principal mediante un winche eléctrico.
- El mineral acumulado en la galería principal es transportado al exterior de la mina en carros mineros tipo U-35, adoptados a llantas neumáticas de 2.5 m³

Figura 9

Llenado de mineral a un carro minero tipo U - 35.



Relleno

Para desarrollar esta actividad se utiliza el material estéril producto de la explotación del tajo o se trae material de otras labores. El material de relleno debe ser muy fino para evitar costos en perforación, voladura y acarreo, tampoco debe ser muy grueso para evitar costos innecesarios.

3.4. Evaluación Económica del Método Selectivo Elegido

Para hacer una evaluación económica, se tomaron en cuenta los gastos incurridos en la explotación sin un método definido. Se calcularon los montos que se requieren para la implementación del método corte y relleno ascendente, se tomaron en cuenta los gastos actuales y los gastos con proyección a 4 años, con los datos obtenidos se calculó el valor actual neto del proyecto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR), para analizar la viabilidad

del nuevo método de explotación, a continuación se detallan los costos incurridos en el método corte y relleno ascendente, de acuerdo con los gastos brindados por el área de contabilidad.

Tabla 29

Equipos adquiridos para el método corte y relleno.

Descripción	Costo Unitario	Costo Total
1 winche Eléctrico		
2 JackLeg		
1Pala neumática		
1 Scoop		
1 locomotora		
1 grupo electrógeno		
Gasto adicional		
Elaboración de plan corte y relleno		

Nota. Elaboración propia de los autores.

3.4.1. Análisis de los Flujos Económicos

a) Flujo Saliente

Mano de obra

Para determinar el costo de avance de 1.30 m, se toman en cuenta los siguientes gastos en personal.

Tabla 30

Sueldo mensual de trabajadores.

Descripción	Sueldo	Total
Jefe de seguridad	S/.2500	
Jefe de guardia	S/.2800	
Maestro perforista	S/.2800	
Ayudante de perforista	S/.1900	
Motorista	S/.2500	
Cargadores de carros mineros	S/.2500	
Costo de mano de obra		S/.15000

Nota. Elaboración propia de los autores.

En el cuadro 38 se va a calcular el costo en labor, teniendo en cuenta que se trabaja en sistema 28 x 14, con 8 horas efectivas de trabajo y para perforar con una barra de 5 pie, toma 5. 20 minutos para perforar un taladro.

Tabla 31

Tiempo total que toma perforar un taladra.

Descripción	Tiempo (seg.)	Tiempo total (min.)
Posicionamiento y emboquillado	30	
Cambio de barreno	15	
Perforación	265	
Barrido	10	
Tiempo total	320	5.20

Tabla 32

Costo total de un frente perforado.

Descripción	Costo por minuto	Costo total por frente
Costo por minuto (1500/28*8*60) =1.12	1.12	
Costo por frente 1.12*5.20*30=174.72		174.72

Nota. Elaboración propia de los autores.

En un avance efectivo de 1.30 m., con barreno de 5 pies, el costo total por frente perforado es de S/. 174.72, teniendo en cuenta que el tiempo promedio de perforación por taladro es de 5. 20 minutos.

Perforación

Para llevar esta actividad se toma en cuenta la opinión de los maestros perforista a la hora de realizar el marcado de malla, para costear esta actividad los costos se dividieron en: costos por frente perforado, costo por barreno, costo de maquina por metro lineal perforado, costo de depreciación de maquina por metro perforado costo de broca por metro perforado, costo de barreno por frente perforado y costo de lubricante por metro perforado.

Para realizar los cálculos se toman en cuantos datos como: total de taladros a realizar, precio de aire comprimido por hora y tiempo total en perforar un taladro con barras de 5 pies.

Tabla 33

Costo total por frente perforado.

Descripción	Total de horas Por taladro (h/tal)	Costo total por frente perforado (\$/frente)
Aire comprimido		
Taladros: 30		
Tiempo perforación: 5.20 min.		
Precio hora de aire: \$.63		
Horas/taladro	0.0867	
$5.20/60=0.0867$		
Costo por metro		
$0.0867*63/1.30= 4.20$		
Costo por frente		117.05
$4.20*30*1.30=163.8$		

Nota. Elaboración propia de los autores.

Para perforar 30 taladros con un costo de aire comprimido de S/.45, el costo total por frente perforado es de S/.117.05 por frente perforado.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Tabla 34

Costo total de barreno por frente perforado.

Descripción	Costo de Depreciación (\$/m)	Costo de Mantenimiento (\$/m)	Costo total de barreno por frente perforado (\$/m)
Barreno			
Taladros por disparo: 30			
Depreciación: 20%			
Vida útil: 1000 p.p.			
Costo adquisición: \$.330			
Depreciación	1.083		
$(330/1000*0.3048) = 1.083$			
Mantenimiento		0.2165	
$(330/1000*0.3040) * 20\% = 0.2165$			
Costo total por metro			
$1.083 + 0.2165 = 1.29$			
Costo total por frente			50.31
$(30 * 1.29 * 1.30 = 50.31)$			

Nota. Elaboración propia de los autores.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Para un avance efectivo de 1.30 m. en un frente, el costo de barreno es de 50.31 soles/metro

Tabla 35

Costo total de broca por frente perforado.

Descripción	costo de Depreciación (\$/m)	Costo total de broca por frente perforado (\$/m)
Broca		
Vida útil: 600 p.p.		
Costo adquisición: \$.100		
Depreciación	0.55	
$(100/600 * 0.3048) = 0.55$		
Costo total por frente		21.45
$20 * 0.55 * 1.30 = 21.45$		

Nota. Elaboración propia de los autores.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Tabla 36

Costo total de máquina perforadora por frente perforado.

Descripción	costo de Depreciación (\$/m)	Costo de mantenimiento (\$/m)	Costo total de máquina por frente perforado (\$/m)
Máquina de perforación			
Taladros por disparo:30			
Vida útil: 80 000 p.p.			
Costo adquisición: \$1475			
Depreciación: 70%			
Depreciación	0.0605		
(1475/80 000*0.3048) =0.0605			
Mantenimiento		0.0423	
(1475/80 000*0.3048) *70%=0.0423			
Costo por metro			
0.0605+0.0423=0.1028			
Costo por frente			4.01
30*0.1028*1.30=4.01			

Nota. Elaboración propia de los autores.

Para un avance de 1.30 m, el costo de maquina perforadora es de 4.01soles/metro

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Tabla 37

Costo total de lubricante por frente perforado.

Descripción	costo de mantenimiento (\$/m)	Costo total de maquina por frente perforado (\$/m)
Lubricante		
Consumo por frente: 0.25 gal.		
Costo de galón: \$.15		
Mantenimiento	0.0961	
$(15*0.25*) / 30*1.30=0.0961$		
Costo por frente		3.74
$0.0961*30*1.30=3.74$		

Nota. Elaboración propia de los autores.

Tabla 38

Costo total en perforación.

Descripción	Costo (S/. / m)
Aire	163.8
Barreno	50.31
Broca	21.45
Lubricante	3.74
Maquina	4.01
Total	243.31

Nota. Elaboración propia de los autores.

Los datos obtenidos según la tabla N°42 Nos da un costo de S/243.31 por metro de avance. El costo anual en voladura con sistema de trabaja 28 x 14, seria de S/82, 172.16.

Tabla 39

Costo total anual de explosivos.

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U	Total (\$)
Emulnor 5000	cajas	55	720	39600
Emulnor 3000	cajas	57	720	41040
Emulnor 1000	cajas	30	720	21600
Fulminante #8	cajas	159	160	25440
Mecha lenta	cajas	16	2000	32000
Total				159680

Nota. Elaboración propia de los autores.

El costo total anual por explosivos es de S/159, 680 y el costo de explosivos para extraer 25 toneladas diarias es de S/0.19

Tabla 40

Costo total anual de EPPs.

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U	Total (\$)
Botas puntas de acero	pza	20	65.80	1316
Correa porta lampara	pza	20	16.70	334
Casaca de jebe	pza	4	49.3	197.2
Pantalón de jebe	pza	4	51.80	207.2

Casco portalámpara	und	20	50.90	1018
Tapón de oídos	und	20	2.50	50
Respirador	pza	20	74.70	1494
Filtro contra polvo	pza	20	24.80	496
Lampara minera	und	20	250	5000
Mameluco	pza	20	75	1500
Zapatos de seguridad	pza	20	88	1760
Barbiquejo	und	20	2.90	58
Tafílete	und	20	10	200
Arnés de seguridad	pza	2	217	434
Total				14064.4

Nota. Elaboración propia de los autores.

El costo anual para los EPPs es de 14064.4, a una producción de 25 toneladas, el costo de EPP es de 1.674 soles por tonelada.

Herramientas

Las herramientas que se adquirieron para la implementación del nuevo método se muestran a continuación.

Tabla 41

Costo total de herramientas para labores auxiliares.

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U	Total (\$)
Comba de 8Lbs	und	2	68.20	136.4
Picota	pza	4	27	108
Pala tipo cuchara	und	5	25.50	127.5
Total				371.9

Nota. Elaboración propia de los autores.

Sostenimiento

El costo unitario de sostenimiento implica las siguientes herramientas para instalar cuadros de madera.

Tabla 42

Costo unitario para sostenimiento.

Mano de obra	Cantidad	Salario	Incidencia (%)	Total (\$./Unid)
Maestro enmaderador	1	60	100%	60
ayudante	1	50	100%	50
TOTAL				110
Implementos de seguridad	Cant/tarea	P.U (\$./)		
Maestro enmaderdor	1	2.09		
Ayudante	1	2.09		
TOTAL		4.18		
				5.28
Herramientas	Cantidad	S./ / Guardia		
Herramientas	1	5.26		
TOTAL		5.26		
				119.43
Subtotal				119.43
Utilidad	15%			17.43
COSTO UNITARIO DIRECTO S/. UND.				137.35

Nota. Elaboración propia de los autores.

Acarreo de Mineral

Para sacar el mineral se hace uso de un winche eléctrico, los gasto que conlleva esta actividad se detallan a continuación.

Tabla 43

Costo tal de winche.

Descripción	costo de mantenimiento (\$/m)	Costo total de winche por metro (\$/m)
Winche		
Costo de adquisición:50 000		
Vida útil: 90 000 p.p.		
Depreciación:70%		
Costo de depreciación		
(50000/90000*0.3048) =1.82		
Costo de mantenimiento	1.28	

$(50000/90000*0.3048)70\%=1.28$	
Costo por metro	3.10
$1.82+1.28= 3.10$	

Nota. Elaboración propia de los autores.

Flujo Saliente para el Nuevo Método de Corte y Relleno

En siguiente cuadro se detalla el costo total, producto de los costos parciales requeridos para desarrollar en método corte y relleno.

Tabla 44
Costo total de actividades y equipos.

Descripción	costos parciales en soles	costo total
EPP	1.674	
Explosivos	0.19	
Limpieza	3.10	
Perforación y aire	117.05	
Sostenimiento	137.5	
Mano de obra	174.72	
Costo total		434.234

Nota. Elaboración propia de los autores.

La nueva producción diaria es de 25 toneladas, con ello el costo diario asciende de S/.434.234 soles a S/.86,846.80 Soles al día y el costo mensual asciende a S/.2,431,710.40

Minera Gachos S.A.C. detalla en su plan de minado otros gastos adicionales como son: alimentación, alquiler de almacenes, oficinas fuera de mina, transporte de personal en mina y oficinas, transporte de mineral, pago de derecho minero, gastos en campañas y capacitaciones en comunidades aledañas, etc.

b) Flujo Entrante

El incremento de la producción que se va a obtener con la implementación del método corte y relleno ascendente se va a considerar como flujo entrante, para este caso; teniendo en cuenta los registros de producción antes de la implementación del método se estima un promedio de 17. toneladas de producción por día, ver anexo N°5, sin embargo, con el método corte y relleno ascendente, la meta de producción es de 25 toneladas diarias, de acuerdo con el anexo N°6, el promedio de producción es de 26 toneladas diarias. En Minera Gachos S.A.C. se tiene un sistema de trabajo 28 x 14, la tonelada de mineral extraído se vende a S/.1800.

Tabla 45

Flujo entrante con el método corte y relleno.

Descripción	Producción por día (Tn)	Producción mensual (Tn)
Producción sin método	20	560
Producción con método propuesto	25	700
Flujo entrante sin método	S/. 36,000.00	S/.1,008,000.00
Flujo entrante con método propuesto	S/.45,000.00	S/.1,260,000.00

Nota. Elaboración propia de los autores.

De acuerdo con la tabla 51, se observa un incremento de ganancias de S/.9,000.00, en la explotación de mineral sin un método definido, y una ganancia de S/.252,000.00 con el método corte y relleno ascendente.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

Para la investigación de esta tesis se va a tomar de los flujos entrantes la ganancia de S/.1,260,000.00 soles mensuales.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

3.4.2. Valor Actual Neto y Tasa Interna de Retorno

Tabla 46

Flujo entrante y saliente para el cálculo del VAN, TIR Y B/C.

Flujo de caja	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Total
1 compresora	S/.80,500.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.80,200.00
3 jackLeg	S/.18,859.25	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.18,859.25
1 pala neumática	S/.40,500.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.19,500.00
3 carros mineros tipo U	S/.30,750.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.18,750.00
1 motor trifásico	S/.14,700.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.12,700.00
Plan de estudio	S/.13,500.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.0.00	S/.13,500.00
Flujo saliente	S/.198,809.25	S/.2,431,710.40	S/.2,431,710.40	S/.2,431,710.40	S/.2,431,710.40	S/.9,726,841.60
Total, de egresos		S/.2,431,710.40	S/.2,431,710.40	S/.2,431,710.40	S/.2,431,710.40	S/.9,726,841.60
FLUJO ENTRANTE						
Ahorro en instalación de rieles	S/.0.00	S/.2,220,500.33	S/.2,220,500.33	S/.2,220,500.33	S/.2,220,500.33	S/.8,882,001.32
ahorro en grupo electrógeno	S/.0.00	S/.80,700.00	S/.80,700.00	S/.80,700.00	S/.80,700.00	S/.3222,00.00
Total de flujo entrante	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	
Total de veneficios	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	S/.2,301,200.33	S/.9,204,801.32
FLUJO DE CAJA ANUAL						
	-S/.198,809.25	S/.130,510.07	S/.130,510.07	S/.130,510.07	S/.130,510.07	S/.323,231.03

El área de administración ha tomado el 15% como el costo de oportunidad de capital, con este valor se puede completar los cálculos para el VAN y TIR.

Tabla 47

VAN, TIR y relación B/C, para el método corte y relleno.

COK	15%
VAN	S/.173,794.18
TIR	53.96%
B/C	1.87

Nota. Elaboración propia de los autores.

De acuerdo con la tabla 53, el VAN >0.00 lo cual nos indica que es aceptable el proyecto, la TIR es de 53.96%, mayor que le Costó de Oportunidad de Capital (15%), también nos indica que el proyecto es aceptable y la relación B/C>1.00, lo cual indica la aceptabilidad del proyecto.

CAPITULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

Discusión

Los resultados de esta investigación permiten comparar y ampliar los hallazgos de estudios anteriores sobre la explotación de vetas angostas. En línea con el análisis de estabilidad geomecánica realizado por Vallejo (2022) en la veta Esperanza, nuestro estudio confirma que un RMR de 58 y un RQD de 81.96% son fundamentales para garantizar la estabilidad del macizo rocoso al utilizar el método de Corte y Relleno Ascendente. Esta correlación subraya la necesidad de incluir evaluaciones geomecánicas rigurosas en la planificación minera, como sugieren Hidalgo (2021) y Buendía (2021).

En cuanto a la selección del método, Basurto (2021) destacó la eficacia del OCF-Circado en vetas con RMR-III, mientras que Sauñe (2020) prefirió el Sub Level Stopping por su menor costo operativo. Sin embargo, nuestro análisis muestra que el Corte y Relleno Ascendente supera a estas alternativas en viabilidad técnica para la veta Chaska, gracias a su geometría tabular y distribución uniforme de leyes. Este método minimiza la dilución (<5%) al permitir un control preciso del arranque selectivo, como apoya Leonida (2021) en operaciones con vetas <1 m. Además, su adaptabilidad para trabajar en inclinaciones >55° lo hace ideal para yacimientos con buzamientos pronunciados.

Desde el punto de vista económico, los indicadores VAN = S/.173,794.18 y TIR = 53.96% no solo superan el COK (15%), sino que también reflejan una rentabilidad superior a la reportada por Sauñe (2020) para el Sub Level Stopping (TIR = 149.04%). Esta diferencia se debe a la reducción de costos operativos mediante la reutilización de material

estéril como relleno, lo que disminuye gastos en acarreo externo y disposición de desmonte. La relación $B/C = 1.87$ corrobora que cada sol invertido genera un retorno del 87%, consolidando la sostenibilidad financiera del proyecto.

Finalmente, es importante destacar las implicaciones en seguridad. A diferencia de métodos como la Entibación con Marcos, que requieren soporte activo en zonas fracturadas, el Corte y Relleno Ascendente utiliza relleno compactado para estabilizar las cámaras, reduciendo riesgos de colapsos. Este aspecto, respaldado por Huincho (2021), subraya la importancia de priorizar métodos que integren eficiencia productiva y protección laboral.

Limitaciones

En la ejecución del presente trabajo de investigación no hubo limitaciones en cuanto se refiere a la obtención de datos, ya que se nos brindó todas las facilidades otorgadas por parte del área de producción mina de la concesión Minera Pururay 2008

A partir del análisis de los resultados obtenidos en esta tesis acerca de la elección del método de explotación para vetas angostas de oro en la concesión minera Pururay 2008 (Ayacucho, Perú), las implicancias se dividen en tres dimensiones principales

Implicancias Prácticas

La aplicación del método corte y relleno ascendente permite reducir la dilución mineral a menos del 5%, mejora la recuperación del oro y asegura la estabilidad geomecánica en vetas angostas de aproximadamente 0.35 m., con inclinaciones pronunciadas de 70°. Así

mismo el uso de material estéril reutilizado como relleno contribuye a reducir los gastos asociados al transporte externo y a la disposición de desechos, logrando un ahorro operativo de 12% en comparación con métodos como el Sublevel Stopping

Implicancias Teóricas

Se confirma que tanto la clasificación geométrica propuesta por Nicholas como el enfoque integrado RMR-RQD (Llanque Maquera, 1999) son adecuados para su aplicación en vetas angostas con espesores entre 0.10 y 0.35 m. se evidencia que el método de corte y relleno supera al Sublevel stopping (Torres, 2019) y al OFC-Circado (Basurto, 2021) en yacimientos que presentan: un índice RMR de 58, correspondiente a una calidad regular, una distribución uniforme de leyes minerales y buzamientos superiores a los 55°. La relación beneficio/costo mayor a 1.87 confirma que los métodos selectivos son económicamente viables en la minería artesanal.

Implicancias Metodológicas

La metodología que utiliza el cálculo del VAN, TIR y la relación beneficio/costo (tasa de oportunidad del 15%) proporciona un modelo reproducible para analizar proyectos en entornos con inversiones limitadas, resaltando la factibilidad de métodos mecanizados simples como JackLeg y Winches eléctricos. La combinación del mapeo geomecánico realizado directamente en campo (por ejemplo, mediante golpes de picota y medición de discontinuidades) junto con análisis económicos sólidos establece un referente para investigaciones en yacimientos sin instrumentación previa. El estudio enfatiza no solo en la rentabilidad financiera (TIR de 53.96%), sino también la reducción del impacto ambiental a

través del reuso de materiales estériles.

Conclusiones

Se eligió un método de explotación apropiado para la concesión minera Pururay 2008. Mediante un análisis numérico que considero aspectos geométricos, geomecánicos y económicos (según Llanque Maquera, 1999), se concluyó que el método óptimo es el corte y relleno ascendente. Esta técnica resulto superior a otras opciones como el Sublevel Stopping, ya que se adapta mejor a la geometría angosta de la veta (0.10 – 0.35 m) y al buzamiento pronunciado ($> 55^\circ$). Además, permite mantener la estabilidad mediante un relleno continuo, lo que contribuye a reducir la dilución a menos del 5%.

Se determinó los parámetros geométricos y geomecánicos de las rocas que rodean la veta. La veta Chaska tiene una forma tabular con un espesor promedio de 0.185 m., lo que lo clasifica como angosta. presenta un buzamiento pronunciado de 75° , se encuentra a una profundidad relativamente superficial de 115 m y muestra una distribución uniforme de las leyes minerales. Desde el punto de vista geomecánica, el macizo rocoso posee un índice RMR de 58 y un RQD del 98.96% lo que indica una calidad moderada y una fracturación media en la roca, con una resistencia a la compresión que varía entre 50 y 100 MPa. Estos valores respaldan la factibilidad de aplicar métodos selectivos de extracción con un bajo riesgo de problemas de estabilidad.

Se analizó económico del método corte y relleno ascendente evidenció una rentabilidad sólida: el valor actual (VAN) fue de S/. 173,794.18 lo que es positivo. La tasa de interna de retorno (TIR) alcanzó el 53.96%, superando ampliamente el costo de

oportunidad del capital (COK) del 15%. La relación beneficio/costo (B/C) fue de 1.87, lo que representa un retorno del 87% por cada sol invertido.

Se evaluó, el método donde permitió aumentar la producción diaria de 17 a 25 toneladas métricas, al tiempo que redujo costos al reutilizar el material estéril como relleno, confirmando su viabilidad tanto operativa como financiera.

REFERENCIAS

Huincho Chávez, L.F. (2021). *Control de perforación y voladura en vetas angostas para evaluar la dilución de minerales método de explotación Bench and Fill – Unidad Minera Uchucchacua*. Tesis de la facultad de ingeniería de la Universidad Continental, Huancayo, Perú.

Leonida, C (2021). *Explotación de vetas angostas adecuadas para el futuro*. Equipo minero, 16(4), 14-19.

Duran Chacón, k,& Valdivia Castillo, N. (2020). *Determinación del método de explotación para vetas angostas, en la concesión minera San Luis, Provincia san Pablo, Cajamarca*. Tesis de la facultad de Ingeniería de la UPN, Cajamarca, Perú.

Vallejos Castañeda (2022). *Modelamiento geomecánico para determinar la estabilidad en el ciclo de minado de veta Esperanza, nivel 21, Alpayana S.A.* tesis de la facultad de ingeniería de minas de la UNCP, Huancayo, Perú.

Basurto Lapa (2021). *Explotación de vetas auríferas angostas mediante OCF – Circado en mina Cobriza 15 de minera Invemin E.I.R.L.* tesis de la facultad de ingeniería de minas de la UNCP, Huancayo, Perú.

Torres Humiri (2019). “*Selección de métodos de explotación para vetas angostas.*” Trabajo de suficiencia profesional de la UNA, Puno, Perú.

Sauñe Huaman (2020). *Incidencia de la evaluación económica en la selección del método de minado para vetas angostas en proyecto Panpachiri*. Tesis de la facultad de

ingeniería de minas de la UNCP, Huancayo, Perú.

Buendía Meza, C. J. (2021). *Implementación del método de explotación Corte y Relleno Ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas*. Tesis de la facultad de ingeniería de la Universidad Continental, Huancayo, Perú.

Sampieri, R. H. (2006). *Metodología de la investigación*.

Hidalgo castillo, B, (2021). *Metodología para la estimación de estabilidad y sobre excavación de paredes de caserones en vetas angostas aplicado a Minera florida*. Disponible en <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/181736>.

Herrera Herbert, Juan (2020). *Introducción a la Minería Subterránea. Vol. IV: métodos de explotación de interior. Introducción a la Minería Subterránea., IV. Universidad Politécnica de Madrid, Madrid*.

Disponible en <https://doi.org/10.20868/UPM.book.62726>

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

ANEXOS

ANEXO N°1. CLASIFICACION GOEMTRICA Y FISICA DE YACIMIENTOS

1. FORMA

- **Equidimensional o masiva:** todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.
 - **Tabular:** Dos de las dimensiones son mucho mayor que la tercera.
 - **Irregular:** las dimensiones varían a distancias muy pequeñas.
-

2. POTENCIA DEL YACIMEINTO

- Estrecha: < a 10 m
 - Intermedia: 10 a 30 m
 - Potente: 30 a 100 m
 - Muy potente > a 100 m
-

3. INLCINACION

- Echado: < a 20°
 - Intermedio: 20 a 55°
 - Inclinado: > a 55°
-

4. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE

- Pequeña: < a 150 m
 - Intermedia: 150 a 600 m
 - Alta: > a 600 m
-

5. DISTRIBUCION DE LEYES

- **Uniforme:** La ley del yacimiento se mantiene prácticamente constante en cualquier punto del yacimiento mineralizado.
 - **Gradual o diseminado:** Las leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de un punto a otro.
 - **Errático:** no existe una relación espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de un punto a otro en distancias muy pequeñas.
-

Nota: Llanque Maquera (1999).

1. RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA

Resistencia a compresión simple (MPa)/presión de recubrimiento

- Pequeña: < a 8
- Mediana: 8 a 15
- Alta: >a 15

2. ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS

	Fracturas (f/m)	RQD (%)
- Muy pequeño	> a 16	0 – 20
- Pequeño	10 – 16	20 – 40
- Grande	3 – 6	40 – 70
- Muy grande	3	70 - 100

3. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES

- Pequeña: discontinuidades limpias con una superficie suave o con material de relleno blando.
- Media: discontinuidades limpias con una superficie rugosa
- Grande: discontinuidades rellenas con un material de resistencia igual o mayor que la roca intacta.

Nota: Llanque Maquera (1999).

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

ANEXO N°2. CLASIFICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION DE ACUERDO CON LA GEOMETRIA Y DISTRIBUCION DE LEYES.

Método de explotación	Forma del yacimiento			Potencia de 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	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subnivel	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Tajeo largo	-49	0	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Cámaras almacén	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Entibación con marcos	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

M: Masivo
T: Tabular
I: Irregular
E: Estrecha
IT: Intermedio
P: Potente
MP: Muy potente
T: Tumbado
IT: Intermedio
I: Inclinado
U: Uniforme
D: Diseminado
ER: Errático

Nota: Llanque Maquera (1999).

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

ANEXO 3°. CLASIFICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION TENIENDO EN CUENTA CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS.

Método de explotación discontinuidades	Resistencia del mineral			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las		
	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	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subnivel	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Tajeo largo	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Cámaras almacén	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Entibación con marcos	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

P: Pequeña
 M: Media
 A: Alta
 MP: Muy pequeña
 P: Pequeña
 G: Grande
 MG: Muy grande
 P: Pequeña
 M: Media
 G: Grande

Nota: Llanque Maquera (1999)

ANEXO 4°. CLASIFICACION Y VALOREACION PARA RMR Y RQD

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual Compresión simple	>10 >250	10-4 250-100	4-2 100-50	2-1 50-25	Compresión simple (MPa) 25-5 5-1 <1	
	Puntuación		15	12	7	4	2	2 0
2	RQD		100%-90%	90%-75%	75%-50%	50%-25%	<25%	
	Puntuación		20	17	13	6	5	
3	separación entre diaclasas		>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	0.06-0.2 m	<0.06 m	
	Puntuación		20	15	10	8	5	
	Longitud de la discontinuidad		<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m	
	Puntuación		6	4	2	1	0	
	Abertura		nada	<0.1 mm	0.1-1 mm	1-5 mm	>5 mm	
	Puntuación		6	5	4	1	0	
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave	
	Puntuación		6	5	3	1	0	
	Relleno		Ninguno	Relleno duro <5 mm	Relleno duro >5 mm	Relleno blando <5 mm	Relleno blando >5 mm	
	Puntuación		6	4	2	2	0	
	Alteración		Inalterada	Ligeramente Alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta	
	Puntuación		6	5	3	1	0	
5	caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 L/min.	10-25 L/min	25-125 L/min.	>125 L/min.		
	Relación de agua/tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

fluyendo	Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua
	Puntuación	15	10	7	4	0

Nota: tabla propuesta por Bienawski

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

ANEXO N°5. PRODUCCIÓN SIN MÉTODO DEFINIDO

Fecha	Desmonte (m ³)	Mineral(m ³)	Mineral (Tn)	Acumulado	Desmonte(m ³)	Mineral(m ³)	Mineral (Tn)	Acumulado
7/01/2022	30	7	21.7	37	30	7	21.7	37
8/01/2022	30	7	21.7	74	32	7	21.7	76
9/01/2022	30	7	21.7	111	28	4	12.4	108
10/01/2022	30	7	21.7	148	29	5	15.5	142
11/01/2022	30	7	21.7	185	29	6	18.6	177
12/01/2022	30	7	21.7	222	31	6	18.6	214
13/01/2022	30	7	21.7	259	25	5	15.5	244
14/01/2022	30	7	21.7	296	32	7	21.7	283
15/01/2022	30	7	21.7	333	29	6	18.6	318
16/01/2022	30	7	21.7	370	30	6	18.6	354
17/01/2022	30	7	21.7	407	28	5	15.5	387
18/01/2022	30	7	21.7	444	24	3	9.3	414
19/01/2022	30	7	21.7	481	29	5	15.5	448
20/01/2022	30	7	21.7	518	34	8	24.8	490
21/01/2022	30	7	21.7	555	30	7	21.7	527
22/01/2022	30	7	21.7	592	27	4	12.4	558

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

23/01/2022	30	7	21.7	629	29	6	18.6	593
24/01/2022	30	7	21.7	666	28	5	15.5	626
25/01/2022	30	7	21.7	703	30	6	18.6	662
26/01/2022	30	7	21.7	740	30	7	21.7	699
27/01/202	30	7	21.7	777	33	6	18.6	738
28/01/2022	30	7	21.7	814	29	4	12.4	771
29/01/2022	30	7	21.7	851	29	4	12.4	804
30/01/2022	30	7	21.7	888	26	5	15.5	835
31/01/2022	30	7	21.7	925	30	5	15.5	870
1/02/2022	30	7	21.7	962	35	7	21.7	912
2/02/2022	30	7	21.7	999	32	5	15.5	949
1/02/2022	30	7	21.7	1036	26	6	18.6	981
4/02/2022	30	7	21.7	1073	29	5	15.5	1015
5/02/2022	30	7	21.7	1110	26	4	12.4	1045
TOTAL	900	210	651	1110	879	166	514.6	16277

Nota: elaboración propia de los autores.

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

ANEXO N°6. PRODUCCION CON METODO DEFINIDO

Fecha	Desmonte (m ³)	Mineral (m ³)	Mineral (Tn) Acumulado	Desmonte(m ³)	Mineral(m ³)	Mineral (Tn) Acumulado
7/03/2022	40	9	27.9	47	10	31
8/03/2022	40	9	27.9	48	8	24.8
9/03/2022	40	9	27.9	45	8	24.8
10/03/2022	40	9	27.9	51	9	27.9
11/03/2022	40	9	27.9	52	10	31
12/03/2022	40	9	27.9	49	7	21.7
13/03/2022	40	9	27.9	54	9	27.9
14/03/2022	40	9	27.9	46	7	21.7
15/03/2022	40	9	27.9	48	8	24.8
16/03/2022	40	9	27.9	48	7	21.7
17/03/2022	40	9	27.9	47	8	24.8
18/03/2022	40	9	27.9	49	10	31
19/03/2022	40	9	27.9	49	9	27.9
20/03/2022	40	9	27.9	52	9	27.9
21/03/2022	40	9	27.9	50	8	24.8
22/03/2022	40	9	27.9	54	9	27.9
23/03/2022	40	9	27.9	49	7	21.7

Elección del método de minado para la explotación de vetas angostas de oro en la Concesión Minera Pururay 2008 de la empresa minera Gachos S.A.C

24/03/2022	40	9	27.9	882	45	8	24.8	1034
25/03/2022	40	9	27.9	931	48	7	21.7	1089
26/03/2022	40	9	27.9	980	52	8	24.8	1149
27/03/2022	40	9	27.9	1029	51	9	27.9	1209
28/03/2022	40	9	27.9	1078	51	9	27.9	1269
1/04/2022	40	9	27.9	1127	56	10	31	1335
2/04/2022	40	9	27.9	1176	54	10	31	1399
3/04/2022	40	9	27.9	1225	51	9	27.9	1459
4/04/2022	40	9	27.9	1274	48	9	27.9	1516
5/04/2022	40	9	27.9	1323	47	7	21.7	1570
6/04/2022	40	9	27.9	1372	49	9	27.9	1628
7/04/2022	40	9	27.9	1421	49	9	27.9	1686
8/04/2022	40	9	27.9	1470	53	8	24.8	1747
TOTAL	1200	270	837	22785	1492	255	790.5	268664

Nota: elaboración propia de los autores.