

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

**Implementación de taladros largos para optimizar la fragmentación
de las vetas en la Compañía Minera Raura**

**Para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas**

Autor:

Bach. Stiwari German CONDOR GUERRA

Asesor:

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco – Perú - 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



T E S I S

**Implementación de taladros largos para optimizar la fragmentación
de las vetas en la Compañía Minera Raura**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA
PRESIDENTE

Mg. Wenceslao julio LEDESMA VELITA
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 030-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. Stiwar German, CONDOR GUERRA

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo

“Implementación de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura”

Asesor:

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA

Índice de Similitud: **18 %**

Calificativo
APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 14 de junio de 2024.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

El presente trabajo se lo dedico con mucho amor y aprecio a mi señora Madre Luzmila, quien con su esfuerzo y dedicación me ha conducido para formarme como un buen profesional y persona.

AGRADECIMIENTO

A mi Dios por ser el quien me dirige y bendice por la senda de la vida y por permitir aun gozar de este maravilloso, planeta; a mis padres quienes me han dado la vida y guiado en mi formación personal y profesional.

A los Ingenieros de la facultad de Ingeniería de Minas que han sido mis formadores en el proceso de enseñanza y aprendizaje durante mi permanencia en las aulas de pre grado en la Facultad de Ingeniería de Minas

RESUMEN

Compañía de Minera Raura con su larga trayectoria minera inicio su explotación con vetas de plata. Actualmente, dos sectores están principalmente a cargo de la extracción de mineral de las minas. Farallón, Santa Rosa, Karol y Katy conforman el primer sector, mientras que Hadas, Vanessa y Margot conforman el segundo. El yacimiento se clasifica como metasomatismo de contacto (Skarn) y está se compone por cuerpos y vetas con mineralización polimetálica de Cu, Ag, Zn y Pb.

La producción de tajeos minados mediante corte y relleno ascendente (breasting) y stoping subnivel con taladros largos es de 2,850 tms/día. y el cambio de minado bench and fill. La ley de cabeza media de 2019 hasta la fecha Es de 2.45 oz de plata, 0.17% de cuero, 1.78% de plomo y 4.33% de zinc. La “cash cost” es US\$ 71.2/t, pero el plan de minado tipo LOM promedio es de 68.3 US\$/t.

El estudio actual permitirá optimizar la fragmentación en las vetas, con lo cual se mejorará la malla de perforación, se regulará el factor de potencia para que la granulometría p80, se optimice para mejorar la limpieza y transporte al Ore Pass. Para implementar el método de explotación de taladros largos, se llevó a cabo una evaluación geomecánica de acuerdo con los parámetros geomecánicos que permiten y sugieren dimensiones de 25 metros de ancho, 45 metros de largo y 100 metros de altura. Mediante caracterización geomecánica se obtuvo los parámetros para perforación de Taladros Largos que son los siguientes: La presión del agua es de 10 a 12 bar, mientras que el aire tiene 6 bar. La presión de percusión alta es de 180 bar, la presión de percusión baja es de 130 bar; la presión de avance alta es de 80 a 0 bar y la presión de avance baja es de 40 bar, Presión rotación 40 - 90 Bar y la velocidad de penetración es de 30 m/h. El diámetro de la broca es de 64 mm y la longitud de la barra es de 1,20 m.

Palabras claves: Taladros Largos, Fragmentación, Vetas.

ABSTRACT

Compamia de Minas Raura, with its long mining history, began its exploitation with veins of silver. At the moment, the average ore Two areas account for the majority of the mine's extraction. Karol, Katy, Santa Rosa, Farallón, and Santa Rosa comprised the first section. made up of: Margot, Vanessa, and Hadas. The deposit belongs to the metasomatism of touch (Skarn) type, consisting of veins and bodies with Cu, Ag, Zn, and Pb polymetallic mineralization. 2,850 tms are produced daily, originating from stopes mined through cutting as well ascending fill (breasting), bench and fill mining, and sublevel stopping with long drills 2019 the year to date It is 2.45 ounces of silver, 0.17% copper, 1.78% lead, and 4.33% zinc.

The “cash cost” US\$71.2/t, however the LOM type mining plan's average hits values of US\$68.3/t.

The current investigation will allow to optimize the fragmentation in the veins, with which the drilling mesh will be improved, the power factor will be regulated so that the p80 granulometry is optimized to improve cleaning and transport to the Ore Pass.

The geomechanical analysis was completed. The execution of the Taladros Largos exploitation technique based on the geomechanical factors that allow additionally suggest suggested measurements of 25m broad, 45m lengthy and 100m cutting height. Through geomechanical characterization, the parameters for drilling Long Holes were obtained, which are the following: Air pressure 6 Bar, Water pressure 10 - 12 Bar, High percussion pressure 180 Bar, Low percussion pressure 130 Bar, High advance pressure 80 - 90Bar, Low advance pressure 40 Bar, Rotation pressure 40 - 90 Bar, Penetration speed 30 m/h, Bar length 1.20 m, Drill diameter 64 mm.

Keywords: Long Holes, Fragmentation, Veins.

INTRODUCCION

En 1960 la Minera Raura comenzó a producir minerales como zinc, cobre, plomo y plata a través de trabajos subterráneos bajo la dirección de Cerro de Pasco Copper Corporation. Desde fines de los años 80, el Grupo posee el 80 al 95 % de las acciones. Breca (Corporación BRECA, división de minerales). Entre los años 1990 y 2000, Minera Raura mantuvo dos tajos a cielo abierto: Niño Perdido y Primavera. Actualmente está construyendo trabajos subterráneos en Hadas, Santa Rosa, Karol, Vanessa, Brenda y Farallón. Además, se maneja una planta de concentración con una cabida instalada de 2,500 TMSD que tiene como resultados concentrados de plomo, cobre, zinc y plata.

En la actualidad, la mina extrae alrededor de 2,850 tms de mineral por día de los tajos minados mediante corte y relleno ascendente (Breasting) y stopping subnivel con taladros largos. En 2019, el peso promedio de la cabeza es de 2.45 oz. El zinc, el 4.33%, el 1.78% del Pb y el 0.17% del Ag.

Si bien los métodos de explotación siguen siendo los tradicionales, la implementación del Método de Explotación Taladros Largos se requiere para el trabajo de perforación por subniveles con taladros largos con la premisa de adecuar la fragmentación centrado en la seguridad, el medio ambiente, la eficiencia y la productividad.

El trabajo actual se desarrolló a partir de un proyecto de reducción de la granulometría de las vetas para facilitar su transporte, reducir la dilución del mineral y una mayor producción gracias a la utilización de técnicas de minado masivo. Se ha enfocado en la aplicación del método de taladros largos por subniveles para lograr estas mejoras, la recuperación y reduciendo la dilución mediante estudios detallados de geomecánica en cada estructura mineralizada.

INDICE

Página.

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

INDICE

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ANEXOS

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.	Determinación del problema.....	1
1.2.	Delimitación de la Investigación	2
	1.2.1. Ubicación.....	2
	1.2.2. Accesibilidad.....	3
	1.2.3. Geología regional	3
	1.2.4. Geología estructural.....	6
	1.2.5. Geología Económica	6
1.3.	Formulación del Problema.....	7
	1.3.1. Problema General	7
	1.3.2. Problemas Específicos.....	7
1.4.	Formulación de objetivos	7
	1.4.1. Objetivo general	7
	1.4.2. Objetivos específicos.....	7
1.5.	Justificación de la investigación	7
1.6.	Limitaciones de la Investigación	8

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1.	Antecedentes de Estudio.....	9
2.2.	Bases teóricas - científicas.....	14

2.3.	Definición de términos	21
2.4.	Formulación de hipótesis.....	23
	2.4.1. Hipótesis general	23
	2.4.2. Hipótesis específicas	23
2.5.	Identificación de las variables	23
	2.5.1. Variable independiente:.....	23
	2.5.2. Variable dependiente:.....	23
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores	24

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1.	Tipo de investigación.....	25
3.2.	Nivel de investigación	25
3.3.	Métodos de la investigación.	25
3.4.	Diseño de la investigación.....	26
3.5.	Población y muestras	26
	3.5.1. Población.....	26
	3.5.2. Muestra	26
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	26
	3.6.1. Técnicas.....	26
3.7.	Selección validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación.....	27
3.8.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	27
3.9.	Tratamiento estadístico de datos.....	28
3.10.	Orientación ética filosófica y epistémica.....	28

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1.	Descripción del trabajo de campo.....	29
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	36
4.3.	Prueba de Hipótesis	41
4.4.	Discusión de Resultados.....	42

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

	Página.
Ilustración 1. Ubicación Compañía Minera Raura.	2
Ilustración 2. Vista Panorámica de la Compañía Minera Raura.	3
Ilustración 3. Cámaras y Pilares	17
Ilustración 4. Subniveles.	17
Ilustración 5. Estereograma Compósito General.....	31
Ilustración 6. Estereograma de estructuras principales	32
Ilustración 7. Estereograma de Estructuras Menores	33
Ilustración 8. Vistas Longitudinal Secuencia 1 de Explotación – Taladros Largos.....	46
Ilustración 9. Vistas Longitudinal Secuencia 2 de Explotación – Taladros Largos.....	46
Ilustración 10. Vistas Longitudinal Secuencia 3 de Explotación – Taladros Largos.....	47
Ilustración 11. Diseño de Malla de Perforación para Vetas Menores a 2 metros (nuevo).....	56
Ilustración 12. Equipo de Perforación Jumbo (Electrohidráulico).....	57

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de Variables.....	24
Tabla 2. Clasificación de la Masa Rocosa Nv. 660.....	36
Tabla 3. Resistencia Compresiva Uniaxial de la Roca Intacta.....	37
Tabla 4. Resistencia al Corte Directo en Discontinuidades.....	38
Tabla 5. Características de Resistencia de la Masa Rocosa.....	39
Tabla 6. Según los criterios RMR y Q (NGI), abiertos máximos.....	41
Tabla 7. Síntesis de las tareas de preparación y desarrollo.....	52
Tabla 8. Data para descubrir el Nuevo Burden.....	54
Tabla 9. Perforación de Taladros Largos con Parámetros.....	58
Tabla 10. Datos Específicos para la Perforación.....	59
Tabla 11. Registro de la Voladura aplicando el Nuevo Burden y Espaciamiento.....	59
Tabla 12. Análisis granulométrico y registro de datos de voladura (Fragmentación)....	60
Tabla 13. Tabla de Comparación Factor de Potencia (kg/t).....	60
Tabla 14. Cuadro de Fragmentación comparativo p80 (pulg.).....	61

ÍNDICE DE ANEXOS

Página.

Anexo 1. Matriz de Consistencia

Anexo 2. Dimensionamiento

Anexo 3. Reporte de Recursos

Anexo 4. Geomecánica

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Determinación del problema

En la Compañía Minera Raura, mediante la Evaluación Geomecánica, se pudo determinar que la implementación en el Método de Explotación de los Taladro Largos optimizaremos la fragmentación de las vetas. Según información del Departamento de geomecánica las condiciones del Macizo Rocosó, permite la aplicación de taladros largos y que mediante su aplicación se lograra una adecuada fragmentación de las vetas, logrando con esta medida mejorar la explotación e incrementar la producción en la Mina Raura.

La perforación y voladura, genera inestabilidad en la masa rocosa ocasionando cambios en sus parámetros de resistencia, con los taladros largos lograremos efectuar cortes grandes con fragmentaciones requeridas para la adecuada explotación de las vetas.

En varios procesos de explotación la inestabilidad de la roca encajonante de las vetas ocasione la suspensión de las operaciones mineras, generando

perdidas en el proceso minero, por lo que es importante buscar el equilibrio mediante la adecuación o implementación de nuevos procesos en las operaciones para lograr un adecuado ciclo de minado.

1.2. Delimitación de la Investigación

1.2.1. Ubicación

Situado en la Cordillera Occidental, se encuentra la Compañía Minera Raura. La frontera entre Huánuco (Distrito de San Miguel de Cauri, Provincia de Lauricocha) y Lima (Distrito y Provincia de Oyón) se encuentra en el límite. Sus ubicaciones geográficas y UTM son:

Coordenadas Geográficas

La latitud es de 10° 26' 30" S.

La longitud es de 76° 44' 30" W.

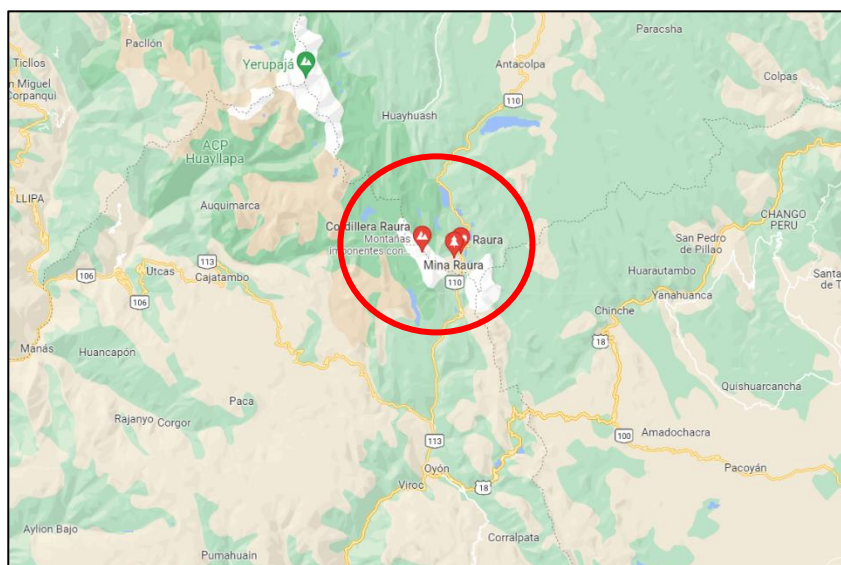
Las coordenadas son U.T.M

N : 8' 845,500

E : 309, 700

Ilustración 1.

Ubicación Compañía Minera Raura.



1.2.2. Accesibilidad.

El acceso a la Mina Raura Por la ruta Panamericana Norte, se recorren 103 kilómetros, tomando el desvío Río Seco a Sayán (50 kilómetros), y luego la carretera Churín y Raura (124 kilómetros), lo que suma 277 kilómetros.

Su altitud se diferencia de una Cota 4,300 a 4,800 m/s.n.m., con glaciares que llegan a 5,700 m/s.n.m.

Ilustración 2.

Vista Panorámica de la Compañía Minera Raura.



1.2.3. Geología regional

Dentro de las cuencas de tras arco del Cretáceo Superior al Paleógeno Inferior, el entorno geológico regional del Yacimiento Minero Raura incluye una variedad de ambientes para la deposición y posterior formación de rocas sedimentarias. La cubierta de los volcanes forma parte de la paleosuperficie que se formó durante el Paleógeno Superior en varios lugares. A excepción de la Formación Santa, que está compuesta de calizas, Rocas clásticas como areniscas, areniscas silíceas y lutitas están en la parte inferior de la serie sedimentaria de

edad Cretácica Superior. La secuencia de rocas calcáreas y una pequeña cantidad de lutitas bituminosas componen la parte superior de la edad Paleógeno Inferior. Las Formaciones Chimú, Carhuaz y Farrat y las Formaciones Santa, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha y Celendín representan la secuencia calcárea de las rocas clásticas en el área. El metalotecto más significativo de la zona es la Formación Jumasha, que se encuentra en una fuerte secuencia sedimentaria entre las minas Uchucchacua y Raura. Este es las rocas ígneas de composición granítica, tonalítica y monzonítica.

Estratigrafía

Formación Oyon (Ki-o)

Wilson le dio el nombre de formación Oyón en 1963, y hacia el norte del cuadrángulo se transforma en una forma transicional a lutitas. No se ha podido determinar la base de esta formación, sus afloramientos más importantes se encuentran en los axiales de los anticlinales. Esta unidad es plástica e incompetente y sirve como lubricante en la base del paquete; se encuentra cerca del lago Surasaca al noroeste de Oyón, así como en la carretera entre Oyón y el lago Cochaquilla sedimentar y/o el cretáceo. La litología está compuesta por lutitas de tono gris oscuro, que tienen niveles gruesos que parecen horizontes de areniscas y capas de carbón. La antracita formada por estas lutitas es de color gris oscuro de buena calidad, pero debido a su complejidad, no se puede aprovechar. Esta formación, cuyo espesor se estima en 400 metros, ha desempeñado un papel importante en la evolución estructural de la región. Se le asigna según la posición estratigráfica de los fósiles encontrados.

Una edad Valanginiano-Titoniana equivale a la base de la formación Goyllarisquizga en la zona del bloque Cretáceo.

Grupo Goyllarisquizga (Ki-g)

En la zona este del Bloque del Marañón se encuentran diversas areniscas blancas que son friables y de grano medio a grueso, algunas de las cuales tienen conglomeraditas irregulares con intercalaciones muy arcillitas grises y delgado limo. En esta secuencia, la estratificación sesgada es predominante, así como algunas capas que se dividen en lajas y capas de lutitas grises. Las areniscas se acumulan en capas gruesas en la parte inferior. Las cuatro formaciones se han representado hacia el oeste con una secuencia promedio de 500 m, lo que significa que se consideran como el Grupo Goyllarisquizga indiviso, ya que sus unidades no se pueden representar a escala regional. El Grupo Goyllarisquizga es exclusivo del Bloque del Marañón y juega un papel importante en la secuencia del Cretáceo en esa zona. Descansa en todas las formaciones básicas, similares a los esquistos del Complejo del Marañón, las areniscas de Ambo, los Grupos Mitu y Pucará. El Grupo Goyllarisquizga se compone de areniscas blancas friables de 500m con miembros de estratificación cruzada de grosor de 2 mt. En ciertas partes de la formación tienen encapas más delgadas y en lajas, y pueden tener lutitas interestratificadas. El Grupo Goyllarisquizga está formado por areniscas blancas friables con miembros de estratificación cruzada de 2 m de grosor. Algunas partes de la formación pueden tener lutitas interestratificadas y encapas más delgadas y en lajas.

Formación Chimú (Ki-ch)

En la región de Chupín, se puede encontrar la formación Chimú con un espesor promedio que oscila entre los 500 y 700 metros. La formación se compone de una ortocuarcita de grano medio, pero ha sido recristalizada. La muestra de mano presenta el aspecto típico de una cuarcita metamórfica. Los

lechos de carbón aparecen dentro de las capas arcillosas transicionales a la formación subyacente, lo que dificulta el mapeo de la relación entre las 02 unidades.

Formación Santa (Ki-s)

La formación Santa se amplía por el parte de Chupín, y tiene un grosor de 150m. La formación se compone litológicamente de calizas de estratificación fina de color azul o gris con algunos horizontes de calizas arcillosas, nódulos de chert aplanados ocasionales y abundantes fragmentos de conchas.

1.2.4. Geología estructural

Usando los Andes Centrales del Perú como modelo estructural, con el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Caballo cocha. Son los plegamientos más significativos en la zona, su dirección N 20 a 30 W. La intersección entre las areniscas y cuarcitas del grupo Goyllarizquizga se produce al suroeste.

Varios sistemas de fracturamiento No 65°-80°W se han producido debido a fuerzas compresionales E-W. (vetas Gianina, Abundancia, Roxana, Torres de Cristal y Flor de Loto. Un patrón estructural significativo en Catuva es el fracaso local en bloques.

La actividad tectónica más reciente provocada por estas fuerzas ha provocado fallas regionales que atraviesan el Distrito Minero de Raura. Esto ha reactivado el sistema NE y ha desplazado a los sistemas NW y Norte.

1.2.5. Geología Económica

La formación de minerales de cobre, zinc, plomo y plata en el Distrito Minero de Raura probablemente se produjo entre los 8 y 10 millones de años durante el período de mineralización. La mineralización se presenta en su mayoría

como relleno de fracturas pre existentes (vetas), reemplazamientos meta depósitos tipo Stock Work y de contacto (bolsonados en Skarn).

1.3. Formulación del Problema

1.3.1. Problema General

¿Es factible efectuar la Implementación de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura?

1.3.2. Problemas Específicos

- a) ¿La implementación de los Taladros Largos será aplicable para el tipo de roca encajonantes de las vetas de la Compañía Minera Raura?
- b) ¿La aplicación del Taladros Largos generara la fragmentación requerida en las vetas de la Compañía Minera Raura?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Efectuar la Implementación de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Efectuar la implantación de los Taladros Largos en la roca encajonantes de las vetas de la Compañía Minera Raura.
- b) Aplicar los Taladros Largos para generar la fragmentación requerida en las vetas de la Compañía Minera Raura.

1.5. Justificación de la investigación

Las operaciones por métodos subterráneos en la mina Raura; Requieren de un proceso complementario para establecer un adecuado ciclo del minado, por lo tanto, el Método de Explotación juegan un rol muy importante para el Diseño y Dimensionamiento de la Mina. En este sentido la empresa requiere

implementar el método de explotación de Taladros Largos para mejorar la fragmentación de las vetas e incrementar la producción en el proceso de explotación de la Mina Raura. La realización del proyecto sus resultados, conclusiones y recomendaciones se presentan en el desarrollo de la investigación

1.6. Limitaciones de la Investigación

En todo proceso minero se tienen limitaciones en diferentes aspectos de las operaciones, en este trabajo de investigación el fundamental detalle que faltaba fue el estudio geomecánico a detalle del área de influencia del yacimiento para el proceso de implementación del Método de Explotación por Taladros Largos, esta limitación solo se mantuvo hasta la realización de la evolución geomecánica del yacimiento minero de la mina Raura.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de Estudio

Antecedentes nacionales.

Baldeón, M. (2021), de la Universidad Continental, desarrolla su tesis “*Aplicación del método de explotación taladros largos en vetas angostas sin By Pass - Veta Ramal Alianza de Minera Argentum*”, Esta publicación sobre la minería En la veta Ramal Alianza del sector Codiciada de la unidad minera Morococha de la empresa, Argentum realiza un análisis económico y técnico del método de explotación con taladros largos. El método de minado con taladros largos se aplica a la veta. Evaluaciones geomecánicas de la veta, inspecciones en el sector de estudio y Ramal Alliance Análisis de la alianza ramificada y las variables operacionales de la unidad de minería La tesis utiliza un método analítico y un método descriptivo-explicativo. La tesis tiene un diseño preexperimental para investigar los resultados operacionales del método de minado con taladros largos en la veta. Ramal Alianza en 2019 La técnica de

recolección de datos consiste en revisar el archivo y recopilar los datos relevantes en la unidad minera. Finalmente, se completa con un análisis económico y técnico de las variantes operacionales del método de minado con taladros largos entre el ciclo de minado en la veta Ramal Alianza. La producción de la veta Ramal Alianza aumentó de 580,479 toneladas en 2012 a 743,680 toneladas en 2019, gracias al uso del método de minado subnivel con taladros largos, así como un aumento en el gasto de efectivo de \$24.97 a \$44.33 durante el mismo período, mejorando la rentabilidad de la operación. La reducción de los costos de operación por el mayor tonelaje producido desde 112.42 \$/t en 2012 a 78.48 \$/t en 2019 es otro aspecto importante de la aplicación del método de sublevel stoping. En el mismo período, los costos de la mina disminuyeron de 61.41 dólares por tonelada a 39.54 dólares por tonelada como resultado directo de esta reducción de costos.

Tito, R. (2019), de la Universidad Nacional del Altiplano, presenta su tesis “Explotación por subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados para el incremento de la producción en la unidad minera Untuca - Cori Puno SAC”; Actualmente, la E.M. Untuca - Cori Puno S.A.C. La empresa está ubicada en el distrito de Quiaca, en la provincia de Sandia y el departamento de Puno, y se especializa en la extracción y producción de minerales. El problema principal es la producción deficiente de toneladas de mineral por día por el sistema actual que está en funcionamiento, que emplea perforaciones de tipo breasting y realces con maquinaria Atlas Copco jumbo, lo que no cumple con el plan de producción diaria. El propósito de la investigación titulado, “Explotación por Subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados para el incremento de la producción en la Unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C”, El propósito primordial es

aumentar la obtención cotidiana de mineral en organismos mineralizados con labores de explotación más grandes y una mayor recuperación de mineral. Después de analizar los costos, la extracción por subniveles es altamente rentable. La investigación es de tipo descriptivo, de método aplicativo y cuasi experimental de enfoque cuantitativo. Se llevó a cabo una evaluación de la explotación por tajeo en Cámaras Pilares y en Breasting para la producción del mineral por día. Se reveló que, con el aumento de todo el mineral disparado del frente, desquinces y tajeo 6, la producción resultante es de 702 TM/día, mientras que se recupera solamente el 65% del mineral. Después de utilizar el método de explotación por subniveles con taladros largos, se examinó el período de minado por día en los tajeos, en los taladros largos, el tiempo de perforación, la voladura y el carguío en el procedimiento de producción del mineral en la Unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C., La técnica de explotación por subniveles utilizando taladros largos aumentó la producción de mineral de 702 TM por día a 1 272 TM por día, con una recuperación excelente del 85%.

Antecedentes internacionales

Lavin, B. (2021), de la Universidad de Chile, presenta tesis de investigación “Modelamiento numérico de la secuencia de explotación de un caserón en minería de sublevel stoping”. Se utilizan en la explotación subterránea autosoportada para abrir grandes cavidades en el macizo rocoso. Pertenece a uno de las técnicas más comunes en la mediana minería de Chile (Zablocki, 2009). Para que los proyectos puedan alcanzar las metas de productividad y seguridad, los estudios sobre las dimensiones y secuencia de explotación de las unidades básicas de explotación (caserón) deben contar con el mayor respaldo posible. El modelamiento numérico, consiste en una simulación del comportamiento del

macizo rocoso basado en análisis de esfuerzos, es una técnica útil para abordar esta problemática. No obstante, no hay diversas investigaciones en la literatura que consientan formar criterios de permanencia para el análisis de efectos de modelamiento numérico, en el que se valore el comportamiento macizo y rocoso, en el proceso de explotación de caserones. El objetivo de esta investigación es desarrollar una técnica que permita establecer estándares de estabilidad para la interpretación de resultados de modelos numéricos. El enfoque de esta investigación se basa en la explotación de realces y banqueos de un caserón real. Para alcanzar el objetivo sugerido, se recomienda el siguiente enfoque: Crea un modelo numérico que incluya la secuencia de explotación, la inestabilidad espacial de las propiedades del macizo rocoso y las estructuras geológicas más resaltantes del área. Establecer criterios de estabilidad mediante simulaciones de modelos numéricos, análisis de sensibilidad y obtención e interpretación de resultados para comparar la geometría del terreno. estimar el comportamiento del caserón durante la secuencia de explotación utilizando el proceso de análisis de logro sugerido. Las sugerencias para el modelo numérico permiten aumentar la capacidad de predicción.

Parraguez, C. (2022), Universidad de Chile, desarrolla la tesis “*Evaluación de la distribución de esfuerzo en pilares para un sublevel stoping (SLS) con relleno (CRF)*”. La industria minera ha experimentado cambios significativos en los últimos años y ha enfrentado desafíos importantes debido a la ubicación remota de los cuerpos mineralizados, la nueva legislación actual que impone mayores restricciones ambientales, los cambios tecnológicos como la automatización y la volatilidad del precio de los commodities, entre otros. Como resultado, al elegir el método de explotación, se deben tener en cuenta todos estos

elementos, especialmente cuando se trata de poner fin a Sublevel Stopping (SLS), que también ofrece la opción de rellenar con material estéril, pasta o relleno cementado de roca (CRF), que estabiliza el macizo rocoso cercano y evita el aletargamiento de la unidad básica de explotación (UBE), lo que resulta en el perjuicio de mineral. Como resultado, Este estudio busca presentar una técnica para evaluar el relleno (CRF) mediante el porcentaje de cemento en un SLS y cómo cambia la distribución de esfuerzo: 1. Las curvas de diseño consideran la condición de la roca (mala, muy mala, regular, muy buena y buena), así como los componentes A, B y C del número de estabilidad de Mathews. Esto da 45 combinaciones potenciales para la pared/caja y 9 combinaciones potenciales para el techo. En los primeros pasos de la ingeniería, se puede definir más de un tamaño de la UBE para determinar si el proyecto es rentable económicamente, y la UBE muestra simetría en las gráficas de curvas de diseño de tamaño entorno al eje $X=Y$. Sin embargo, debido a que su radio hidráulico es menor que el de las paredes o cajas, la definición de UBE estará limitada por su base (ancho y largo). crea un modelo conceptual para evaluar la distribución de esfuerzo sobre el pilar después de rellenar la UBE con CRF para porcentajes de cemento de 3, 4, 5 y 6 % y profundidades de 500, 700 y 1000 metros. Además, se ha utilizado un modelo numérico para evaluar lo mencionado anteriormente, para que sea compatible con la ecuación analítica, se requiere "evitar la excavación previa al relleno". Este modelo es más teórico que aplicable. El desarrollo del modelo conceptual es comparable a las curvas creadas a partir del concepto de Área Tributaria de Coates (1981). Como resultado, se puede inferir de las opciones examinadas que, al aumentar el porcentaje de cemento, la razón de esfuerzo del pilar de roca con

relación al esfuerzo vertical disminuirá, con la tendencia a que el esfuerzo del pilar sea igual al esfuerzo de la roca.

2.2. Bases teóricas - científicas

Minería Subterránea

La minería subterránea es aquella que se lleva a cabo a través de obras y trabajos en el subsuelo, como pozos, galerías, cámaras, planos, túneles y socavones, para ingresar y extraer la masa de mineral sin trasladar los materiales infructuosos o que cubren el yacimiento. Aunque la minería ha sido vista negativamente durante muchos años, el cielo abierto y los sondeos, los otros dos métodos de laboreo, han superado ampliamente su cantidad y valor. Esto se debe a que los costos de inversión de capital son más altos y, en principio, los costos operativos son más altos. (1\$/t para el cielo abierto y unos 10 \$/t para el interior). En otras palabras, a medida que la minería subterránea se ha vuelto más importante para los trabajos públicos, La construcción de ciudades, las aplicaciones militares e industriales, los almacenes e incluso el uso de antiguas explotaciones mineras han reducido gradualmente y sistemáticamente su importancia. Esto se ha visto en las canteras de Illinois y Kansas. La aplicación de esta metodología ha sido limitada en los casos de minerales muy valiosos como el oro debido a la intensidad de capital requerida, el descenso en la productividad debido al alto precio del personal y las problemas para lograr una mecanización y automatización, la peligrosidad debido a la falta de conocimiento de las condiciones geomecánicas y la falta de aptitud minera de la gran parte de las necesidades de trabajo, plata y platino, altas leyes en minerales no férricos o en situaciones considerablemente posibles de aprovechar, como canteras subterráneas o capas de carbón muy horizontales y cuidadosamente horizontales.

No obstante, es menester reconocer que durante los última década la productividad en la minería de interior ha aumentado significativamente debido a la exclusión de dos "corsés" o restricciones, que eran las rutas férreas convencionales para el exportación y la madera para el sostenimiento, se han cambiado por otros materia prima como los neumáticos para el rodaje, uso del acero para las mallas y los pernos de sostenimiento de techos y paredes de galerías para optimizar el gálibo y soportar una excelente mecanización, y haber alcanzado a resultados del orden de 50 t/hombre/día, en comparación con los tiempos anteriores de 1 t/hombre/día, a pesar de la pérdida de selectividad o recuperación del yacimiento a costa de una mayor. El objetivo de la minería es extraer los recursos minerales de la tierra. Sin embargo, la minería subterránea abarca todas las actividades destinadas a extraer y transportar materiales depositados debajo de la tierra a la superficie. Los pozos y galerías conectados a la superficie permiten acceder a los recursos. Unos 70 minerales son beneficiosos económicamente y se depositan en la tierra, ya sea por sí mismos o en conjunto con otros (intercrecimiento). Todas las actividades destinadas a explotar materias primas mediante medios técnicos se denominan minería subterránea. También de la explotación y el acarreo, también incluye acciones de perforación y exploración, dotación de infraestructura (enlace a la red vial, construcción de almacenes e instalaciones exteriores tales como oficinas administradoras, talleres, etc.), y acciones para proteger a los mineros. Las operaciones mineras incluyen:

Perforación y Voladura

Extracción

Ventilación

Desagüe

Sostenimiento

Muchas naciones utilizan excavaciones de cateo de escasa profundidad, que son una técnica intermedia entre la minería a cielo abierto y la minería subterránea. En situaciones únicas, es posible extraer y preparar la materia prima para transportarla en su entorno natural sin realizar procedimientos previos (la obtención de salinas, la lixiviación in situ y la gasificación de carbón in situ). La minería subterránea crea áreas subterráneas donde las personas trabajan.

El mineral y la roca encajante, la profundidad de la mina y el uso de maquinaria afectan los escenarios de trabajo, como la humedad ambiental, la temperatura del aire, la presencia de radiaciones nocivas o de gases explosivos, la presencia de agua, la formación de polvo y la emisión de ruido. Los yacimientos de materias primas siempre están cerca de las explotaciones subterráneas. Tanto en lugares remotos como bajo grandes ciudades, en el fondo oceánico y en regiones montañosas, se realiza la explotación subterránea. El volumen de extracción diario puede oscilar entre una tonelada y 15.000 toneladas. La profundidad de extracción va desde unos pocos metros hasta más de cuatro kilómetros. La minería subterránea afecta el medio ambiente en tres áreas distintas: en las rocas y depósitos cercanos, en espacios abiertos bajo tierra y en la superficie del terreno.

Para maximizar el uso de los recursos y reducir los efectos ambientales, es necesario planificar minuciosamente las operaciones y elegir las mejores técnicas y métodos de extracción.

Ilustración 3.
Cámaras y Pilares

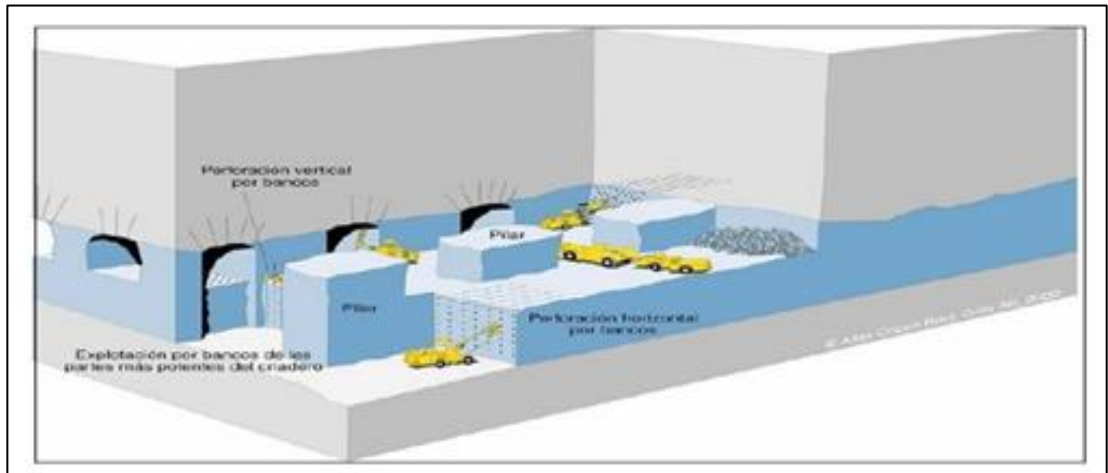
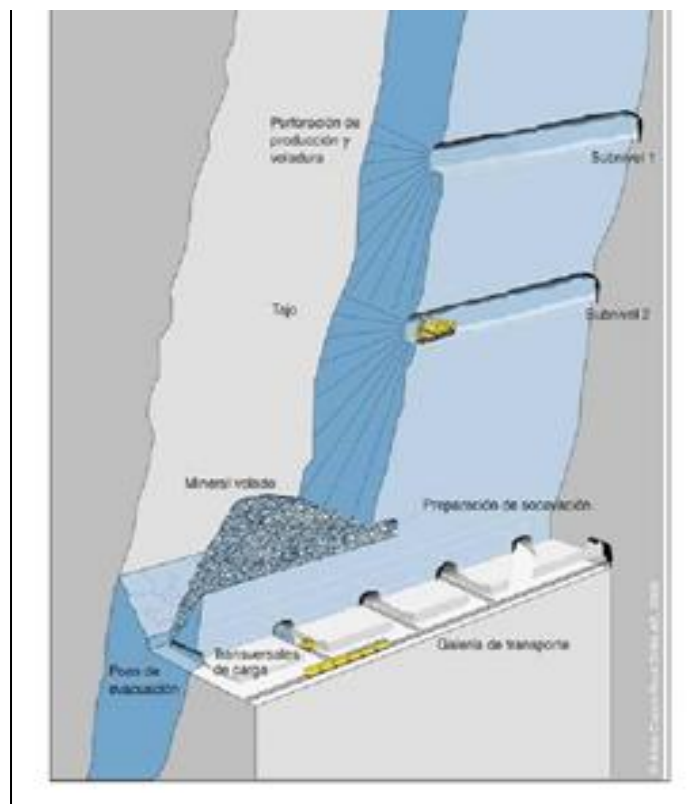


Ilustración 4.
Subniveles.



Método de Ampliación de Minas

Marco Legal.

La autoridad competente para la actividad minera-metalúrgica es el Ministerio de Energías y Minas (MINEM), que también tiene la autorización legal para aprobar estudios de impacto ambiental (EIA) a través de la Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros. El marco legal ambiental establecido por normas generales y específicas para las actividades del sector minero se incluye en la estructura de desarrollo del EIA.

Entidades Reguladoras.

Ministerio de Ambiente

Ministerio de Energía y Minas: Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros (DGAAM) • Ministerio de Agricultura.

Ministerio de Transporte y Comunicación

Ministerio del Interior

Ministerio de Cultura.

Ministerio del Trabajo y Promoción del Empleo

Ministerio de Salud: Dirección General de Salud Ambiental (DIGESA)

Ministerio de Cultura

Gobiernos Regionales: Dirección Regional de Energía y Minas de Ayacucho.

Gobiernos Locales

D.S.N° 010-2005-PCM: Aprueban los Estándares de Calidad Ambiental (ECA) para Radiaciones No Ionizantes. El Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería, D.S.N° 014-92-EM.

D.S.N° 03-94-em: Reglamento de Diversos Títulos del Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería

D.S.N° 016-93-EM, El Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero Metalúrgica, modificado por los Decretos Supremos N° 059-93-EM, N° 029-99-EM, N° 058-99-EM, N° 022-2002-EM y N° 078-2009-EM.

D.S.N° 078-2009-EM: Implementan medidas de remediación ambiental a cargo del titular minero que haya realizado actividades y/o ejecutado Proyectos relacionados con actividades mineras previstas en la Ley General de Minería.

D.S.N° 055-2010-EM y su modificatoria (D.S.N° 060-2010-EM): Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional de la Minería y otras medidas complementarias.

D.S.N° 010-2010-MINAM: Aprueban los límites máximos permitidos para la descarga de efluentes líquidos de actividades minero-metalúrgicas.

R.M. N° 315-96-EM/VMM: Aprueban los niveles máximos permitidos de elementos y compuestos que se encuentran en las emisiones gaseosas de las unidades minero-metalúrgicas

Ley N°28090: La ley que regula el cierre de la minería

Ley N° 28271: La ley que controla los efectos ambientales de la actividad minera

D.S.N° 059-2005-EM: Reglamento sobre los pasivos ambientales asociados con la actividad minera.

Resolución Directoral N° 134-2000 EM/DGM: Lineamientos para crear los planes de contingencia que se deben emplear en las actividades Minero-Metalúrgicas.

R.M. N° 209-2010-MEM-DM: Modifican el formulario aprobado por RM. No. 184-2005-MEM/DM y preparan la Declaración Jurada Anual de

Coordenadas UTM (PSAD 56) junto con la presentación de la Declaración Anual Consolidada 2009.

R.M. N° 304-2008-MEM/DM, Modificada por RM N° 009-2010-MEM/DM Proceso de Participación de la sociedad en el Subsector Minero.

D.S.N° 028-2008-EM: Reglamento del Proceso de Participación Ciudadana en el Subsector Minero.

D.S.N° 042-2003-EM: Se requiere un compromiso previo para el desarrollo de actividades mineras normales complementarias. Modificado por DSN 052-2010-EM.

Reglamento de plan de cierre (D.S.N° 033-2005-EM) Otras Leyes Ambientales de Importancia Nacional.

Otras Normas Ambientales de Importancia Nacional

Ley N° 26821: Ley Orgánica para el Uso Sostenible de los Recursos Naturales.

Ley N° 26839: Ley de Conservación y Aprovechamiento sostenible de la Diversidad Biológica.

D.L. N° 1090 y D.S. N° 014-2001-AG: La Ley Forestal y de Fauna Silvestre y su reglamento.

Ley N° 28256: La Ley sobre el Transporte de Materiales y Residuos Peligrosos por Tierra.

D.S. N° 021-2008-MTC: Reglamento Nacional de Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos.

D.S. N° 021-2008-MTC y sus modificaciones (D.S. N° 030-2008-MTC, D.S. N°043-2008-MTC) y normas relacionadas (R.D. N° 040-2008-MTC14):

Reglamento Nacional de Transportes Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos.

Ley N° 28551: La ley establece la responsabilidad de crear y presentar planes de contingencia.

Ley N°28296: Ley General del Patrimonio Cultural Nacional

Resolución Suprema N° 004-2000-ED: Reglamento de investigadores Arqueológicas • Ley N°27314, modificada por D.L. N° 1065: Ley General de Residuos Sólidos.

D.S. N° 057-2004-PCM: Reglamento de la Ley General de Residuos Sólidos.

D.S. N° 034-2004-AG: Aprueban la clasificación de la fauna silvestre amenazada y la prohibición de su caza, captura, tenencia, transporte o exportación para fines comerciales.

D.S. N° 043-2006-AG: Categorización de especies amenazadas de flora silvestre.

2.3. Definición de términos

Burden. Es el camino entre la cara exterior de una malla de perforación y un taladro que está saturado con explosivos. El peso depende principalmente del diámetro de la perforación, las características del material macizo y las características del explosivo.

Dinamita. El primer vector de energía es un material explosivo sensitivo al fulminante. La nitroglicerina es el principal sensibilizador de las dinamitas.

Discontinuidades. Los planos de origen metamórfico o sedimentario separan las unidades geológicas del macizo rocoso.

Emulsión. Son explosivos inversos del tipo agua en aceite con dos fases líquidas: una fase continua que se compone principalmente de la fusión de hidrocarburos y otra fase dispersa que se compone de una solución acuosa de sales oxidantes en forma de gotas de nitrato de amonio.

Espaciamiento. Es la distancia que hay entre los taladros de una misma fila o el área de influencia que están llenos de explosivos en una malla de perforación.

Explosivos. Son mezclas de químicos que se descomponen rápidamente y liberan un gran volumen de gases a altas presiones y temperaturas, lo que provoca efectos devastadores.

Fragmentación. Es un proceso que tiene como objetivo generar una distribución uniforme de tamaños de roca para que puedan ser cargados, transportados y chancados de manera efectiva.

Fulminante común. Es un recipiente de aluminio de forma circular con un sello en uno de sus extremos, que contiene una cantidad precisa de explosivo primordial que es demasiado sensible al centello de la mecha de seguridad y/o a otro explosivo secundario con mayor fuerza detonante.

Macizo rocoso. Es la formación geológica natural que se compone de la matriz rocosa y sus discontinuidades.

Proceso de voladura. Está compuesto por varios componentes cuyo propósito es generar una explosión (voladura).

Roca. La litosfera (corteza terrestre) está formada por rocas que son cualquier combinación natural de minerales.

Taladros Largos. La técnica de explotación nos brinda la capacidad de realizar tajeos de gran volumen mediante la creación de planos de perforación

que se ajustan a las características geomecánicas y muestran el número de taladros, la inclinación y la longitud de los taladros.

Veta. La capa alargada de un mineral que rodea la grieta de una formación rocosa y se diferencia de ella por su color o constitución, puede ser objeto de explotación minera

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Con la Implementación de Taladros Largos Optimizaremos la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a) La implementación de los Taladros Largos es aplicable para el tipo de roca encajonante de las vetas de la Compañía Minera Raura.
- b) Con la aplicación del Taladros Largos se generará la fragmentación requerida en las vetas de la Compañía Minera Raura.

2.5. Identificación de las variables

2.5.1. Variable independiente:

X: Implementación de Taladros Largos en la Compañía Minera Raura.

2.5.2. Variable dependiente:

Y: Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 1.
Operacionalización de Variables.

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Implementación de Taladros Largos en la Compañía Minera Raura.	La perforación y voladura, genera inestabilidad en la masa rocosa ocasionando cambios en sus parámetros de resistencia, con los taladros largos lograremos efectuar cortes grandes con fragmentaciones requeridas para la adecuada explotación de las vetas. En varios procesos de explotación la inestabilidad de la roca encajonante de las vetas ocasione la suspensión de las operaciones mineras, generando pérdidas en el proceso minero, por lo que es importante buscar el equilibrio mediante la adecuación o implementación de nuevos procesos en las operaciones para lograr un adecuado ciclo de minado.	Planeamiento de Mina Plan de Minado Metodo de Explotacion	Ciclo de Minado Parametros Geotecnicos Tipo de Roca
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.	Las operaciones por métodos subterráneos en la mina Raura; Requieren de un proceso complementario para establecer un adecuado ciclo del minado, por lo tanto, el Método de Explotación juegan un rol muy importante para el Diseño y Dimensionamiento de la Mina. En este sentido la empresa requiere implementar el método de explotación de Taladros Largos para mejorar la fragmentación de las vetas e incrementar la producción en el proceso de explotación de la Mina Raura.	Compañía Minera Raura	Evaluacion Geomecanica Estabilidad Resistencia de la Roca

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación

Basado en la Implementación de Taladros Largos se determina que tenemos una investigación del tipo Cuantitativa.

Aplicada: En los Taladros Largos para optimización la fragmentación de la veta en la Compañía Minera Raura.

Documental: En base a los datos obtenidos para luego ser documentada para su presentación y formalización en la Compañía Minera Raura

De campo y de laboratorio: Por los resultados obtenidos durante el proceso de implementación de los Taladros Largos.

3.2. Nivel de investigación

3.3. Métodos de la investigación.

Método deductivo. Mediante los detalles obtenidos en el análisis de la fragmentación de la veta en la Minera Raura.

Método cualitativo. La investigación cualitativa tiende a buscar las causas en los procesos en una determinada investigación para lograr un mejoramiento de los trabajos efectuados, mediante datos de interpretación a detalle para lograr un objetivo.

3.4. Diseño de la investigación

El diseño corresponde a la investigación cuantitativa, descriptiva y correlacional, realizada en relación a la optimización en la fragmentación en base a los Taladros de acuerdo al Tipo de Roca en la Minera Raura.

3.5. Población y muestras

3.5.1. Población

La evaluación geomecánica en todas las labores de la Mina Raura, que determinó la implementación de los Taladros Largos, los cuales representan la población del trabajo de investigación.

3.5.2. Muestra

La muestra viene a ser la información obtenida en la aplicación de los Taladros Largos, para la fragmentación de las veta, luego de realizar las comprobaciones correspondientes para su implementación en la Minera Raura.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas

Recopilación y análisis de data

Se recopilación y análisis se efectuó en base a la evaluación geomecánica, efectuada para determinar la resistencia de la roca encajonante de las vetas.

Observación directa y toma de datos

Se realiza observaciones directas para la determinación del tipo de roca en la mina, con la evaluación geomecánica realizada, para obtener la información requerida del macizo rocoso.

Búsqueda de información bibliográfica

Se analizo la información proporcionada por la Compañía Minera Raura y la información de antecedentes obtenidos con referencia al trabajo realizado que sirvieron para la implementación de los Taladros Largos en. la Minera Raura.

3.7. Selección validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

Instrumentos de recolección de datos.

Materiales

Planos topográficos.

Mapeos geomecánicos Efectuados.

Informes de los Meto de Explotación, aplicados.

Reporte de Geomecánicos

Informe de detalles de la Perforación y Voladura.

Libreta de campo.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.

El proceso de datos se realizó teniendo en cuenta a la información obtenida y las consideraciones determinadas con respecto a al tipo de roca de acuerdo a la caracterización geomecánica, para el proceso de implementación de los Taladros Largos.

Es importante precisar que el Modelo Geomecánico, considerado para el análisis de la estabilidad varia segundo las secciones geomecánicas y las zonas de explotación.

3.9. Tratamiento estadístico de datos.

Las acciones que se aplicaron sobre las unidades experimentales y que son objeto de comparación de los Métodos de Explotación aplicados y la comparación con el método aplicado. Permitiéndonos obtener una estadística dentro de todos los procesos efectuados con anterioridad y en la actualidad.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

Al efectuar el presente trabajo de investigación se desarrolló dentro de los principios de la ética profesional, el trabajo es de dedicación propia, teniendo en cuenta los valores y principios de la realización de una investigación.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. Descripción del trabajo de campo.

Determinación de la Masa Rocosa

Para implementar el Método de Explotación Taladros Largos (Sublevel Stoping), la masa rocosa del área de estudio fue caracterizada utilizando el "método directo por celdas de detalle" y el mapeo geotécnico de la roca expuesta en las labores mineras subterráneas existentes. Además, los datos de los testigos de las perforaciones diamantinas realizadas como parte del programa de exploración del yacimiento también se utilizaron.

Las cuantificaciones de observación y medición se registraron utilizando formatos de registro que cumplían con las normas recomendadas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas. Los siguientes factores se consideraron: el arquetipo de roca, la orientación, el espaciado, la persistencia, la apertura, la rugosidad, el tipo de sistema de discontinuidad, el tipo de relleno, el grosor del

relleno, la intemperización y la apariencia de agua. Además, se registró información sobre la firmeza de la roca y la periodicidad de fracturamiento.

El mapeo geotécnico de la roca presente en las labores mineras subterráneas incluyó diez celdas de detalle, cada una de las cuales sirvió como estación de medición (Em).

Se registraron datos de 21 perforaciones diamantinas, con una longitud total de 4199.5 metros, en el mapeo de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas. Estas perforaciones de diamantes tenían una longitud de 75 m a 448m. Además, se utilizaron datos del mapeo geológico estructural realizado por el Departamento de geología.

Distribución de discontinuidades

- M.S. Diederichs y E. Hoek, del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá), procesaron unos datos de orientación utilizando técnicas de proyección estereográfica equiareal para determinar las características de distribución de discontinuidades tanto mayores como menores.

El Plano Geomecánico Nv. 660 muestra los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales IQS.

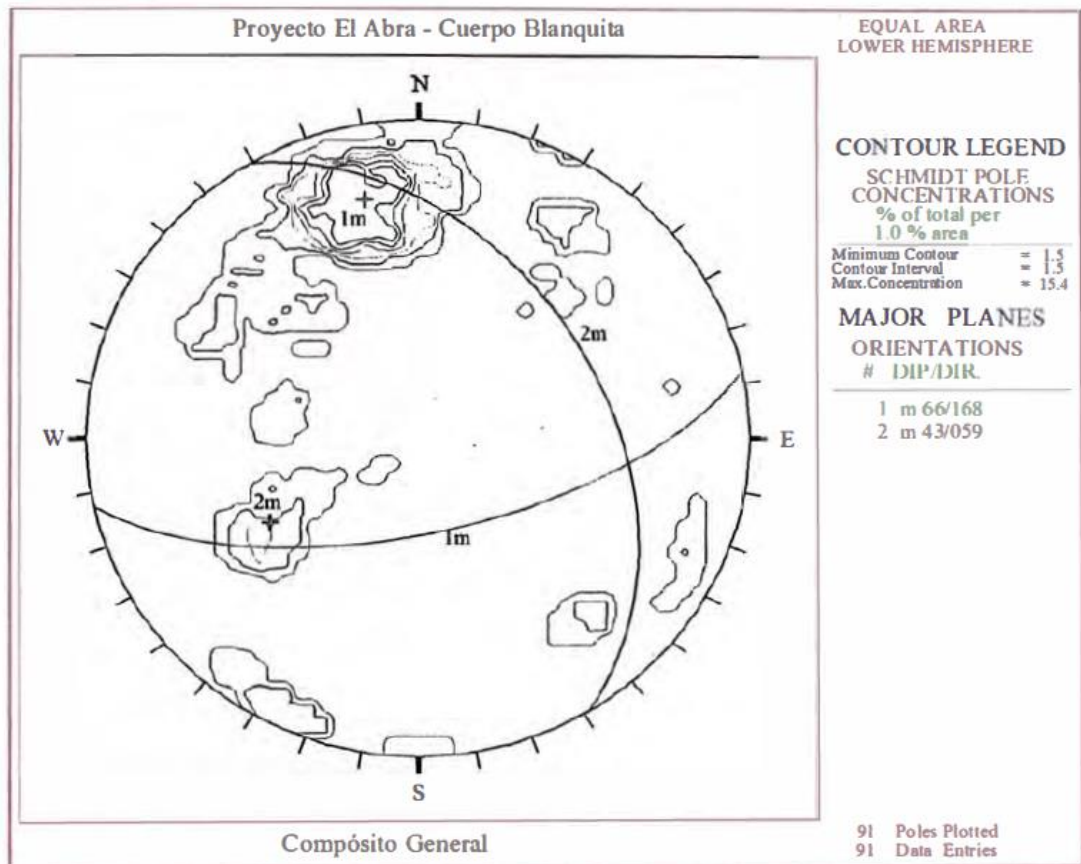
Estructuras en General

Aquí se incluyen fallas, vetas y diaclasas, los diversos tipos de discontinuidades que se han registrado en toda la zona de evaluación.

Los contornos y planos principales de todas estas estructuras en toda la zona de evaluación se muestran en la Ilustración 5. Hay dos sistemas comunes de

discontinuidades estructurales, el primero de los cuales es más importante que el segundo, como se puede ver:

Ilustración 5.
Estereograma Compósito General



Sistema 1. Con orientación de la caída promedio de 168° y la caída promedio de 66° . Mencionado en rumbo y buzamiento: $N78^\circ E$ y $66^\circ SE$.

Sistema 2. Con orientación de buzamiento promedio de 059° y buzamiento promedio de 43° . Mencionado en rumbo y buzamiento: $N31^\circ W$ y $43^\circ NE$.

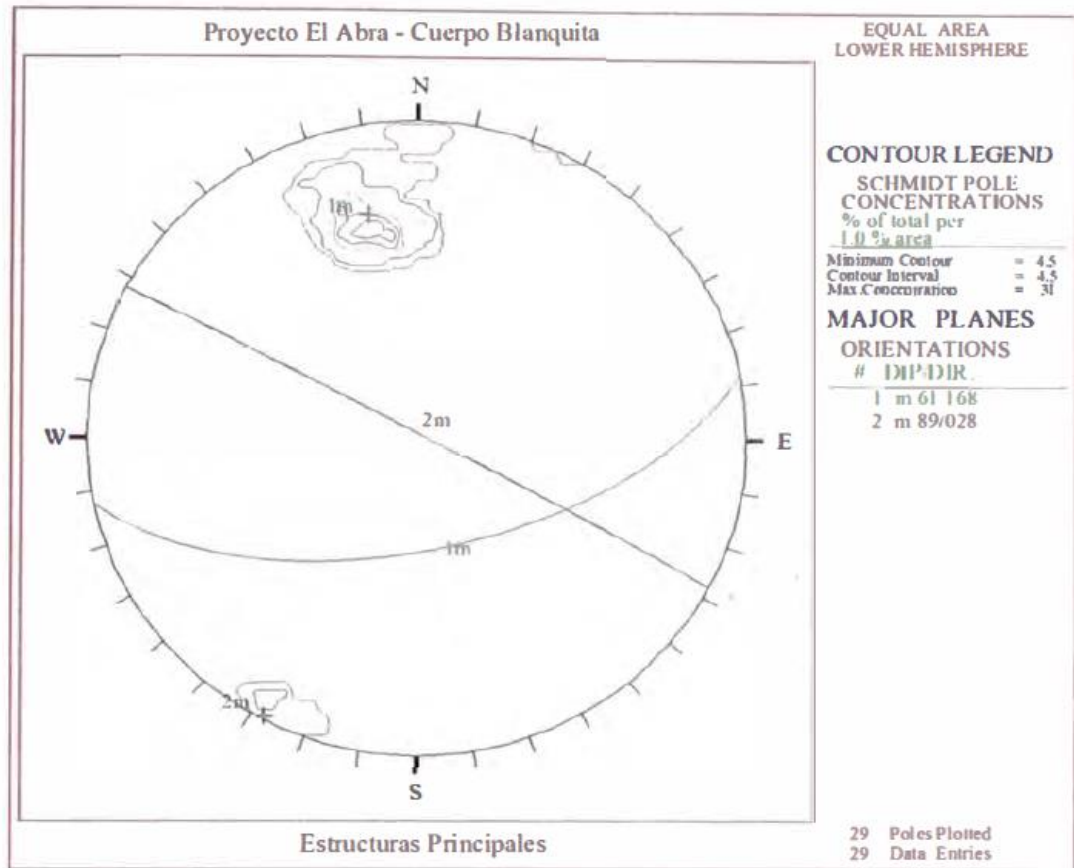
Estructuras mayores

Aquí se agrupan en función de los diversos tipos de fallas que ocurren en el área de evaluación. Los contornos y planos principales de estas estructuras se muestran en la Ilustración 6. En este caso, se puede ver claramente que el sistema

1 es un sistema típico de discontinuidades estructurales mayores causadas por fallas, y también hay un sistema secundario (Sistema 2):

Ilustración 6.

Estereograma de estructuras principales



Sistema 1. Con orientación de la caída promedio de 168° y la caída promedio de 61°. Mencionado en rumbo y buzamiento: N78°E y 61°SE. Usualmente es el mismo Sistema 1 precedentemente definido.

Sistema 2. con un buzamiento promedio de 028° y una dirección de buzamiento promedio de 89°. Se mencionó en ruta y giro: N62°Wy 89°NE.

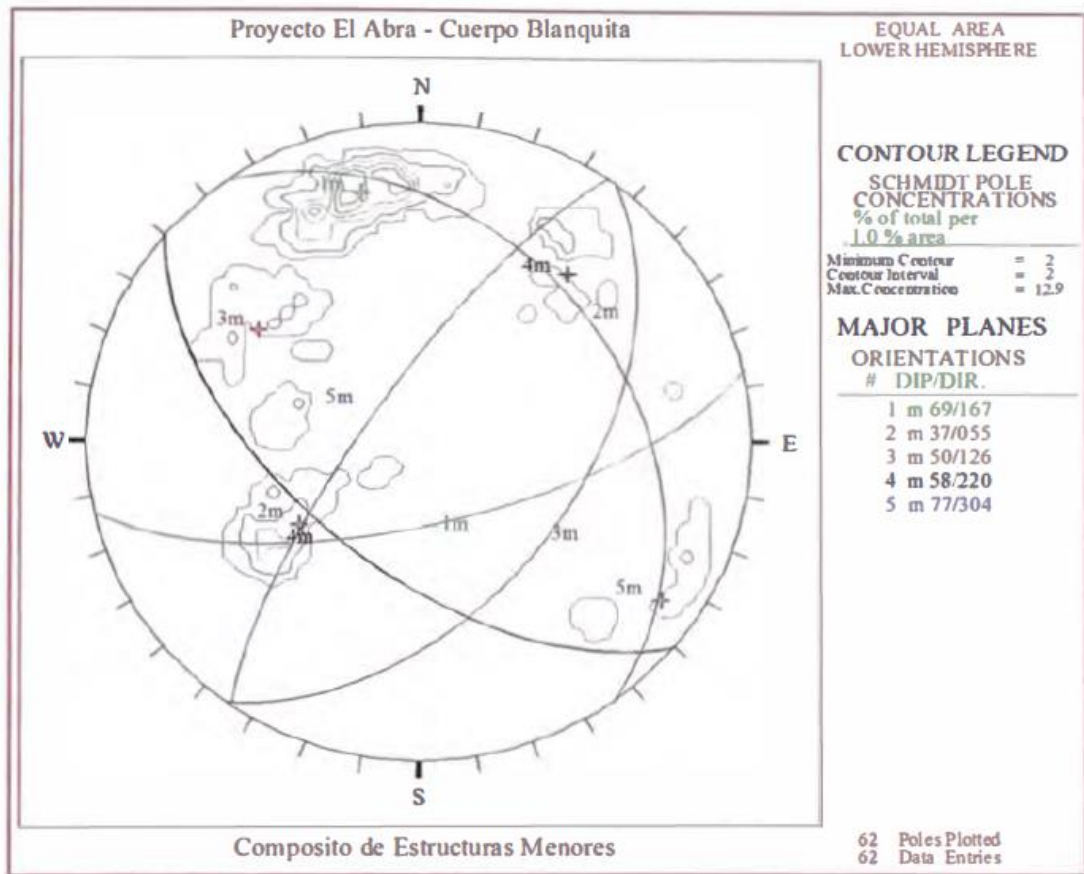
Estructuras Menores

Como estructuras menores aquí, se clasifican principalmente en función de las diaclasas que se encuentran en la zona de evaluación. Los contornos y planos principales de estas estructuras se muestran en el diagrama estereográfico

de la Figura 9. En este caso, se puede notar que los sistemas 1 y 2, que son dos sistemas típicos de discontinuidades estructurales menores, y los tres sistemas secundarios, que son los sistemas 3, 4 y 5, están muy bien definidos. El sistema 1 coincide con el sistema principal de falla.

Ilustración 7.

Estereograma de Estructuras Menores



Sistema 1. Con un buzamiento promedio de 167° y una orientación de 69° . Se mencionó en ruta y dirección: $N77^\circ E$ y $69^\circ SE$. coincidiendo con el sistema principal de falla.

Sistema 2. Con un buzamiento promedio de 055° y una orientación de buzamiento promedio de 37° . Se mencionó en el rumbo y la inclinación: $N35^\circ W$ y $37^\circ NE$.

Sistema 3. Con un buzamiento promedio de 126° y un buzamiento promedio de 50 . Indicado en dirección y ángulo de giro: $N36^\circ E$ y $50^\circ SE$.

Sistema 4. Con un buzamiento promedio de 220° y una orientación de 58° . Indicado en dirección y giro: $N50^\circ W$ y $58^\circ SW$.

Sistema 5. Con un rumbo promedio de 304° y un rumbo promedio de 77° . Indicado en dirección y rotación: $N34^\circ E$ y $77^\circ NW$.

Aspectos estructurales

Se trataron de compatibilizar las observaciones in-situ con las características estructurales mediante el tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geotécnico. De acuerdo con esto, las discontinuidades que se identifican como sistemas de estructuras geológicas tienen las siguientes características estructurales principales:

Fallas

Por lo general, las fallas tienen separaciones de 5 a 15 metros. La persistencia oscila entre decenas y a veces centenas de metros. En general, estas estructuras principales están llenas de brechas, panizo, óxidos y otros materiales. Tiene un área de dominio de 1 a 2 metros. Las aperturas no superan los 5 mm. Las superficies de las caras suelen ser lisas y ligeramente onduladas. En algunas de estas estructuras se pueden observar condiciones de goteo, incluso intensas, lo que indica que estas estructuras son beneficiosas para las filtraciones de agua subterránea.

Diaclasas

Estas discontinuidades menores tienen espacios de 10 cm a 60 cm, persistencias de 10 a 20 metros, aperturas de 1 mm a 1 mm, paredes ligeramente rugosas, rellenos de carbonatos y óxidos con grosores generalmente menores de 5 mm, ligeramente intemperizados y condiciones de agua subterránea mojadas a goteos.

Clasificación de la masa rocosa

Los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR - Valoración del macizo rocosa -1989) y los criterios de clasificación geomecánica de Barton (Sistema Q-1974) se utilizaron para clasificar geomecánicamente la masa rocosa.

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) se calcularon utilizando el registro lineal de discontinuidades. Usando la relación sugerida por Priest y Hudson (1986), la frecuencia de fracturamiento por metro lineal se utilizó como parámetro de entrada principal. Los valores RQD asimismo se lograron utilizando el mapeo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas.

La Tabla en resumen de las calidades de las rocas en la zona de evaluación muestra los resultados de la clasificación geomecánica.

Las masas rocosas de calidad Regular A (IIIA) y las rocas de calidad Mala A-B (IVA a IVB) se dan con mayor frecuencia en las rocas del Nv. 4660, según los resultados presentados en el Cuadro 11.

Tabla 2.

Clasificación de la Masa Rocosa Nv. 660

Tipo de roca	Rango RMR	Promedio RMR	Promedio Q	Calidad de la masa rocosa según RMR
Mineral	47-56	51	2.18	Regular A (IIIA)
Skarn progrado	48-54	51	2.18	Regular A (IIIA)
Mármol	52-55	53	2.72	Regular A (IIIA)

Zonificación Geomecánica de la Masa Rocosa

De acuerdo con los datos actuales, podemos asumir que todo el yacimiento pertenece a un mismo dominio estructural. La zonificación geomecánica se guiará por la calidad de la masa rocosa del yacimiento.

En este caso, la zonificación geomecánica se realizó utilizando el programa GEMCOM. La zonificación se puede observar en una planta, en niveles de una distancia 10 m y en una sección típica longitudinal inclinada (paralela al cuerpo).

Según la zonificación geomecánica, las calidades de la masa rocosa en las distintas zonas geomecánicas son principalmente de tipos IIIB y IIIA, en ese orden, calidades Regular B y Regular A. Hay zonas geomecánicas con rocas de calidad IVA (Mala A) y rocas de calidad Mala B (IVB) en forma localizada, principalmente conectadas a zonas de falla.

Con los datos obtenidos de la caracterización Geomecánica, se determinará la Implementación de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentación de las Vetas de la Compañía Minera Raura.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Resistencia de la Roca

Resistencia de la Roca Intacta

La resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, σ_c , es uno de los parámetros más significativos del comportamiento mecánico de la masa rocosa. Los valores de σ_c se obtuvieron utilizando las siguientes estrategias:

Siguiendo las normas ISRM, se realizaron ensayos de impacto in-situ con el martillo Schmidt de dureza durante los trabajos de mapeo geotécnico de exposiciones rocosas subterráneas.

Realizar ensayos utilizando el martillo de geólogo de acuerdo con las normas recomendadas por ISRM. La Tabla 3 muestra los resultados de las mediciones de resistencia compresiva uniaxial en una roca intacta.

Tabla 3.

Resistencia Compresiva Uniaxial de la Roca Intacta

Tipo de Roca	Sigma σ_c (MPa)
Mineral	70 – 85
Skarn progrado	70 – 75
Mármol	55 – 60

El mineral tiene una densidad de 3,2 a 3,5 TM/m³; el skarn tiene una densidad de 2,5 a 2,7 TM/m³; y el mármol tiene una densidad de 2,3 a 2,5 TM/m³. Para el mineral y el Skarn, los valores de la constante "mi" son 15, mientras que para el mármol son 10.

Resistencia de las Discontinuidades

Las discontinuidades son superficies de debilidad de la masa rocosa y, por lo tanto, planos potenciales de falla, por lo que es esencial comprender sus particularidades de resistencia al corte desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada. En esta situación, la resistencia al corte es controlada por los parámetros de cohesión y fricción de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Los ensayos del tablero inclinable, también conocidos como ensayos de

tablero inclinado, se llevaron a cabo sobre testigos de perforación diamantina para determinar estos parámetros de corte. La Tabla 4 muestra los hallazgos de estos estudios.

Tabla 4.
Resistencia al Corte Directo en Discontinuidades

Tipo de Roca	Angulo de Fricción (°)
Mineral	30 – 35
Skarn progrado	34 – 38
Mármol	33 – 34

Resistencia de la masa rocosa. - Se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (1980) para estimar las propiedades de resistencia de la masa de roca para realizar los cálculos de estabilidad. Estos parámetros incluían la compresión, la tracción y los parámetros de corte, considerando la versión actualizada de 1988 y los criterios modificatorios de 1992 (Hoek et al.), a partir del conocimiento de la calidad del macizo rocoso (RMR), la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta σ_c y la constante "mí". El programa de cómputo ROCLAB también se ha utilizado para alimentar datos a los cálculos de diseño. ROCLAB es la versión más reciente del criterio de falla de Hoek & Brown (2002). Sin embargo, se ha estimado el módulo de deformación de la masa rocosa utilizando la relación sugerida por Serafim y Pereira (1986). La Tabla 5 muestra los resultados de las características de resistencia de la masa rocosa.

Tabla 5.

Características de Resistencia de la Masa Rocosa

Condición no disturbada

Dominio Estructural	Resistencia Compresiva Roca Intacta MPa	RMR	Constantes de la roca		Propiedades de la Masa Rocosa						
			M	S	Resistencia Compresiva (MPa)	Resistencia a Tracción (MPa)	Resistencia al Corte MPa	Angulo de Fricción (°)	Cohesión C – Mpa	Modulo de Deformación Emr - GPa	Módulo de Poisson
Mineral	75	51	2.6066	0.004320	4.9	-0.124	4.8	50	1.5	10.6	0.25
Skarn	70	51	2.6066	0.004320	4.6	-0.116	4.6	50	1.4	10.6	0.25
Mármol	60	53	1.8664	0.005395	4.4	-0.173	4.0	45	1.4	11.9	0.25

Condición disturbada

Dominio Estructural	Resistencia Compresiva Roca Intacta MPa	RMR	Constantes de la roca		Propiedades de la Masa Rocosa						
			m	S	Resistencia Compresiva (MPa)	Resistencia a Tracción (MPa)	Resistencia al Corte MPa	Angulo de Fricción (°)	Cohesión C – Mpa	Modulo de Deformación Emr - GPa	Módulo de Poisson
DE 3 SkMí	75	51	0.4530	0.000284	1.3	-0.05	2.4	36	0.8	10.6	0.25
DE 3 Cz	70	51	0.4530	0.000284	1.2	-0.04	2.3	35	0.8	10.6	0.25
DE 3 Cz	60	53	0.3483	0.000396	1.2	-0.07	2.0	32	0.7	11.9	0.25

Condiciones del Agua Subterránea

Las condiciones del agua subterránea en el área evaluada varían de mojadadas a goteos, con ocasiones extremas. Dadas las condiciones de presencia de agua superficial (nevados), es posible que las condiciones de agua subterránea aumenten en el futuro durante las operaciones de minado.

El agua infiltrada a través de la masa rocosa afectará negativamente la estabilidad de las excavaciones rocosas. La presión que ejerce sobre las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y fomentando la inestabilidad es el principal efecto de la presencia de agua en la masa rocosa. Por lo tanto, al controlar la estabilidad de las excavaciones relacionadas con el minado, se debe tener en cuenta este hecho.

Esfuerzos

Se espera que los esfuerzos sean de magnitud moderada debido a la poca profundidad del área de la evaluación actual. El criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978) ha utilizado el esfuerzo vertical para estimar los esfuerzos y deformaciones alrededor de las excavaciones subterráneas. Este criterio toma en cuenta una sobrecarga rocosa de 330 m y produce un esfuerzo vertical in-situ de aproximadamente 8.0 MPa. La constante "k", que es la correlación entre los esfuerzos horizontales y verticales, se estimó utilizando el criterio de Sheorey (1994), y se encontró que $k = 0,55$.

Consideraciones Sobre Condiciones de Estabilidad

Direcciones Preferenciales de Avance de las Excavaciones

Se manejó el criterio de Bieniawski (1989) con el respaldo de la red de Schmidt para determinar las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones. Debido a esto, la dirección de avance NS se presenta como la condición más favorable (Muy Favorable) en términos de estabilidad. En el planeamiento, diseño y operación de la mina, esta dirección de avance debe ser tomada en cuenta lo más posible.

Para mejorar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, es posible evitar la dirección de avance de vanees.

Aberturas Máximas y Tiempos de Autosostenimiento

Para propósitos de obras de ingeniería, en este caso para el planeamiento y diseño de la mina, se han utilizado los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y Barton (Q-1974). Sin tener en cuenta las condiciones especiales que podrían estar presentes en el área de evaluación, su aplicación no solo se debe ajustar a los resultados obtenidos, sino que también es necesario.

Es transcendental subrayar que las dimensiones de las excavaciones determinadas por la metodología mencionada son valores referenciales, y que la determinación final de las dimensiones máximas y los tiempos de autosostenimiento dependerán del diseño y la planificación de la mina. ritmo de producción, velocidad de explotación, capacidad de equipo y personal.

*Tabla 6.
Según los criterios RMR y Q (NGI), abiertos máximos*

		Mineral			Skarn			Mármol			
Abierto Temporal	Techo	RMR	51			51			53		
		Q	2.18			2.18			2.72		
		ESR	3	4	5	3	4	5	3	4	5
		Span(RMR)	9.78	13.04	16.30	9.78	13.04	16.30	10.71	14.28	17.85
	Span(Q)	8.19	10.92	13.65	8.19	10.92	13.65	8.95	11.93	14.92	
	Paredes	Qw	5.44			5.44			6.80		
RMRw		59.25			59.25			61.25			
Span(RMRw)		14.23	18.97	23.71	14.23	18.97	23.71	15.58	20.78	25.97	
Span(Qw)		11.82	15.75	19.69	11.82	15.75	19.69	12.91	17.22	21.52	

Los resultados de los abiertos máximos de las excavaciones situadas en el mineral y su entorno para otros valores de ESR (Relación de Sostenimiento de la Excavación) se muestran en el Cuadro 15. Estos efectos son principalmente relevantes para las excavaciones de mayor tamaño, como los tajeos. Se estima que el tiempo de autoestabilidad de los tajeos sería de 3 a 4 semanas, según la experiencia en otros cuerpos explotados o en explotación de Mina Raura y otras minas del país. Para asegurar condiciones adecuadas de estabilidad, este tiempo debe ser considerado para el planeamiento del minado.

4.3. Prueba de Hipótesis

Mediante las variables independiente y dependiente, que fueron detalladas en la investigación, se efectúa la prueba de la Hipótesis y por lo cual se acepta que se efectúe: La Implementación de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.

H0: Implementación de Taladros Largos en la Compañía Minera Raura.

H1: Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.

4.4. Discusión de Resultados

Condiciones de Aplicación de Taladros Largos

Desde el punto de vista geomecánico, el objetivo principal de utilizar la roca como material estructural principal en cualquier diseño de explotación subterránea es minimizar las perturbaciones durante el proceso de explotación y completar el mínimo posible de sostenimiento. Reemplazar un material que es completamente competente por otro que lo puede ser menos competente sería un desacierto económico. En base a los hallazgos de las evaluaciones geomecánicas realizadas en el yacimiento (vetas), se determinaron los siguientes parámetros: El cuerpo mineralizado y las paredes de las galerías conforman dominios estructurales donde la roca es de calidad regular a mala, como lo demuestran la calidad de la roca, la cohesión y el ángulo de fricción, así como los tiempos de autosostenimiento y los máximos abiertos calculados. Por lo tanto, se requiere el método de explotación con relleno.

Desde el punto de vista geológico, los principales elementos considerados son:

La evaluación geológica muestra que el yacimiento posee una forma irregular, tiene una tendencia orientacional N 15 E y un buzamiento 70 SW, las rocas encajonantes como en la caja de techo como en la caja de piso están determinadas por skarn piritizado y diseminado, cuyas estructuras en contacto con la zona de mineralización muestran una roca. La elección del método de explotación debe considerarse enfocada en la selectividad y el grado de recobro

de las reservas de mineral durante el proceso de explotación, manteniendo una fragmentación adecuada para obtener el mejor valor en las leyes de minerales explotables y evitar pérdidas por dilución debido a las consideraciones geológicas expuestas. El grado de mecanización es otro factor crucial que debe tenerse en cuenta al seleccionar cualquier método de minado para lograr un nivel competitivo en el mercado y hacer que el uso de este método sea lo más eficiente y productivo posible, buscando optimizar la fragmentación y alcanzando el objetivo final de reducir los costos de producción y obtener la mayor rentabilidad posible.

Elección del método de minado

Las condiciones naturales del yacimiento se han considerado al seleccionar el método de minado como: las condiciones geomecánicas del mineral y las rocas encajonantes, las reservas y distribución de leyes, la forma, el tamaño, el buzamiento y la profundidad.

Debido al agotamiento de las reservas de mineral, es necesario elegir el método de minado en el yacimiento teniendo en cuenta las proposiciones expresadas en el acápite anterior, que, en síntesis, son:

Pequeña perturbación del macizo rocoso para impedir problemas de inestabilidad.

Un alto nivel de selectividad y recuperación de los recursos minerales explotables.

Un nivel de mecanización de las operaciones que permita una fragmentación adecuada de las vetas, alta productividad y eficiencia a bajos costos y rentable.

El método de minado por Taladros Largos es el que mejor se adapta a las condiciones naturales del yacimiento teniendo en cuenta las premisas de carácter geomecánico, geológico y de productividad y eficiencia.

El minado por cámaras y pilares y el tajo por subniveles son técnicas alternativas.

Las principales limitaciones del método de minado por subniveles son la variación espacial de la calidad de la masa rocosa en el cuerpo mineralizado y en la roca encajonante, la irregularidad de los contornos del cuerpo mineralizado y los problemas que podrían surgir en la recuperación de pilares al no disponerse de un relleno cementado.

Diseño del Método de Minado por Taladros Largos

Descripción del Método

El método de minado de taladros largos se utilizará en yacimientos de tipo cuerpos. La variante de hundimiento de subniveles con taladros largos es la más utilizada. Los trabajos de preparación se componen en dos subniveles de preparación sobre una estructura con puentes de 10 a 12 metros de altura, junto con una chimenea de perforación que vale como cara libre de explotación y ventilación de los subniveles de preparación. Las perforaciones se realizan con equipos jumbo, también conocidos como simbas, que pueden ser positivos, negativos o en abanico. Los scoops diésel a control remoto se utilizan para retirar y limpiar la voladura.

Construir un nivel de extracción paralelo a la estructura mineralizada (Galería), generalmente de 20 a 25 metros de distancia de la estructura (según el estudio geomecánico). Luego, se construyen cortadas o ventanas a 20 a 25 metros de la estructura que permiten el acceso a la veta o cuerpo mineralizado. A 8

metros de la zona mineralizada, se construye un refugio para el operador del scoop diésel a control remoto.

Para garantizar una operación óptima en la preparación y explotación, el tajo de explotación con taladros largos cuenta con un RB de ventilación y chimeneas de servicios.

Se construye una Rampa de preparación para entrar con ventanas y operar los subniveles de explotación:

Rampa Sección: 3.50 x 3.50; La construcción de esta rampa es operativa porque solo permite acceso a scoop y/o dumper. Se construirá una chimenea a medida que se construye la rampa que valdrá como echadero para la evacuación de desmonte y/o mineral (avance de subniveles) y luego como ore pass para la evacuación de mineral de explotación.

Rampa Sección: 4.50X4.00; Esta sección de la rampa se construye para permitir el acceso de nivel a nivel y el tránsito de volquetes. A medida que se construye la rampa, se construye una cámara de carguío para evacuar el desmonte y/o mineral (avance de subniveles) y el mineral de explotación.

Una de las desventajas del método es que se debe dar prioridad al avance de la preparación para que el aporte de mineral sea inmediato. La secuencia de minado con taladros largos se muestra en las Ilustraciones 8, 9 y 10.

Ilustración 8.

Vistas Longitudinal Secuencia 1 de Explotación – Taladros Largos

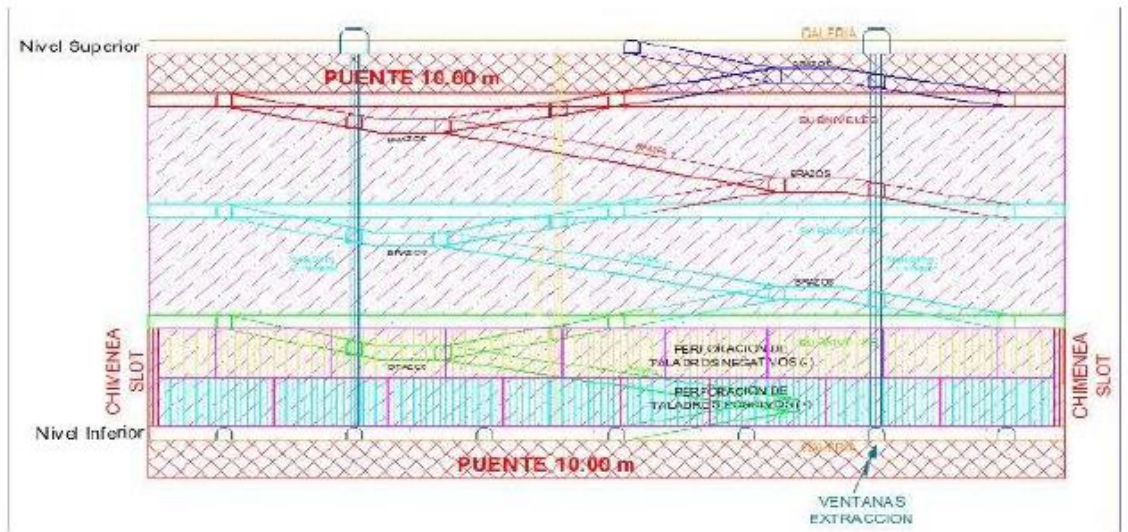


Ilustración 9.

Vistas Longitudinal Secuencia 2 de Explotación – Taladros Largos

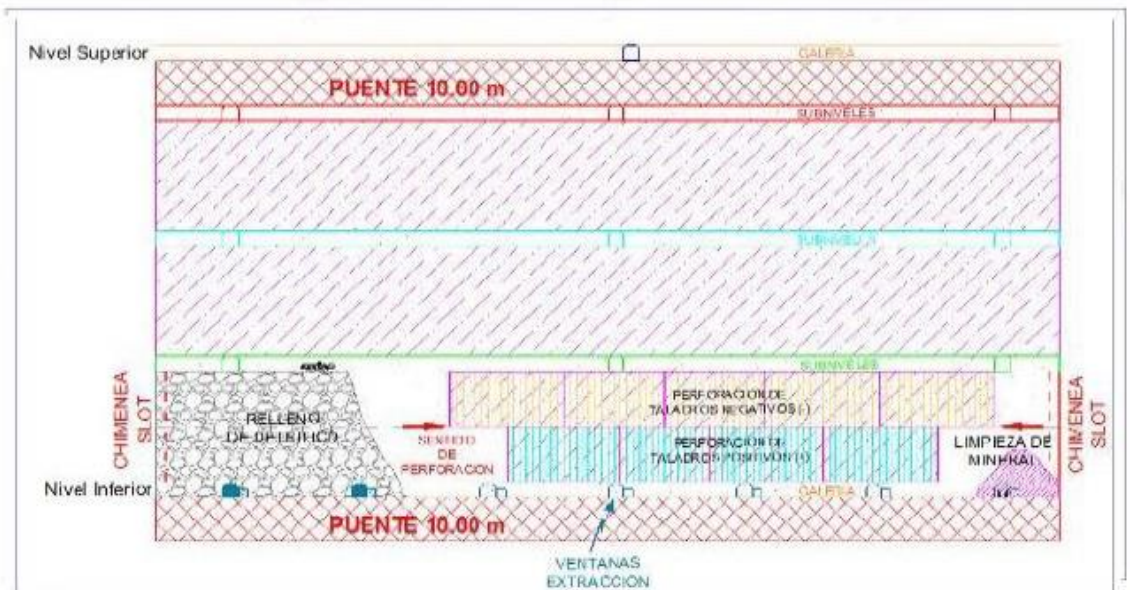
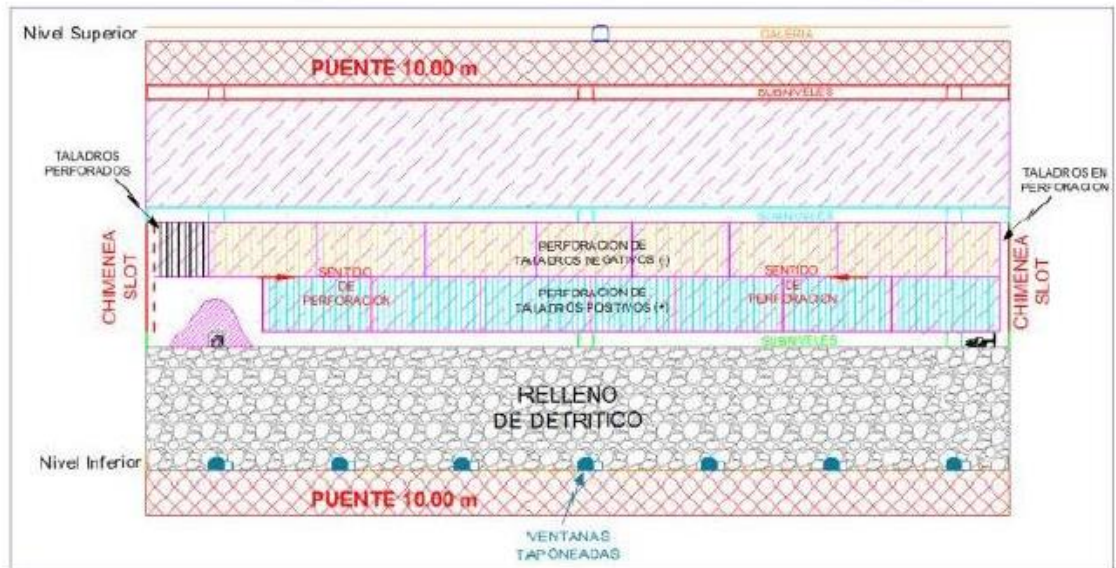


Ilustración 10.

Vistas Longitudinal Secuencia 3 de Explotación – Taladros Largos



Ciclo de Minado

La perforación se llevará a cabo con perforadoras electrohidráulicas Jumbo, voladura con evaluación, sostenimiento con equipo de perforación convencional tipo clavo, limpieza hacia los echaderos de tajeo con equipo LHD (Scoop Eléctrico), transporte a la tolva principal con camiones de bajo perfil (Dumper) y extracción a la planta concentradora con locomotora y carros mineros.

Los ciclos de explotación completos, que incluyen perforación, voladura, mantenimiento, limpieza, extracción y relleno, deben llevarse a cabo de acuerdo con un ciclo de explotación de varias alas. Se estima que hay dos alas de explotación según las características y condiciones del cuerpo. Según la evaluación realizada, cada ala de explotación debe tener un corte mensual para cumplir con las exigencias de producción. Todas las variantes de explotación dependen de la capacidad de limpieza del equipo.

En la fase de producción, se prestará especial atención y valoración a las condiciones geoestructurales y geomecánicas de cada lugar mineralizado para tomar alternativas dentro del método de explotación planteado para mejorar la fragmentación. Con el avance de la explotación, pueden ocurrir desprendimientos de cajas que pueden afectar las medidas de seguridad, la recuperación del mineral roto y la calidad del mineral a extraer, todo lo cual puede afectar la rentabilidad del trabajo.

Diseño de los Blocks de Minado

En un principio, se llevará a cabo la extracción entre las líneas 4660 y 4760, que tienen una altura de 100 metros. Para cumplir con los programas de producción, se propone dividir el cuerpo mineralizado en dos áreas de minado. Esto se debe a la geometría del cuerpo mineralizado (40m de longitud x 25m de potencia, aproximadamente). Esto sería más conveniente para el ciclado adecuado de las operaciones unitarias. La rampa principal será el punto de acceso para cada área de minado. Las siguientes dimensiones se diseñaron para el primer bloque de explotación:

Longitud: 40 m.

Ancho: 25 m (Potencia del cuerpo mineralizado).

Altura: 100 metros.

Labores de Desarrollo y Preparación

El diseño de la explotación del cuerpo mineralizado proyecta realizar las siguientes operaciones mineras: (Ver Tabla 7).

Rampa de Acceso

En la caja de piso sobre caliza (mármol), donde la roca es de calidad Regular en el rango superior (DE-3a), se diseñará una rampa principal para

acceder al cuerpo mineralizado. El avance de la rampa siempre debe estar por lo menos un subnivel (10.5 metros) antes de la explotación. Las siguientes son las características de la rampa:

Gradiente: +15% (Positiva).

Sección: 3.5m x 3.0m, con cuneta de 0.4m de profundidad x 0.3m de ancho.

Longitud: 610 metros, para un block de 100 metros de mineral.

Cruceros de Acceso al Cuerpo Mineralizado

Como el cuerpo mineralizado tiene una longitud de aproximadamente 40 metros, se deben ejecutar dos cruceros desde la rampa principal hacia el eje longitudinal del cuerpo mineralizado. Primero se utilizarán estos cruceros para evaluar la potencia del cuerpo mineralizado y luego se crearán los cortes para la explotación ascendente.

Los cruceros tendrán las siguientes características:

Gradiente: El primer subnivel de explotación poseerá un gradiente horizontal. Para comunicar la explotación ascendente desde el primer subnivel al segundo subnivel, el gradiente debe ser negativo (-18 %)

Sección: 3.0m x 3.0m.

Longitud: 45metros, en desmonte 25 metros y en mineral 20 metros, aproximadamente.

Chimeneas de Ventilación

En el plan se prevé la creación de dos chimeneas de ventilación, una principal que se construirá utilizando equipo "Alimak" y estará fuera del cuerpo en mármol, y otra auxiliar que se construirá utilizando equipo tradicional "Jack

Leg" y estará dentro del cuerpo mineralizado. Las chimeneas tendrán las siguientes características:

Chimenea Principal:

Sección: 2.5m x 2.5m.

Inclinación: 69° NW.

Longitud: 320 metros.

Chimenea Auxiliar:

Sección: 1.5m x 1.5m.

Inclinación: 65° SW.

Longitud: 50 metros.

Subnivel de Ventilación

Se debe construir un subnivel desde la base de la chimenea auxiliar, limpiando a mano. Este subnivel debe estar ubicado a 50 metros de altura del inicio de la explotación del cuerpo mineralizado. Esto permitirá crear el circuito de ventilación necesario para eliminar los gases tóxicos producidos por los disparos y el uso de equipos diésel. Este subnivel tendrá las siguientes características:

Gradiente: +0.5% 6 5 por mil (Positiva) para el drenaje del agua.

Longitud: 25 metros, aproximadamente.

Sección: 1.5m x 1.8m.

Chimenea Ore Pass

Se debe ejecutar una chimenea con equipo convencional desde el nivel principal de extracción, alejado del cuerpo mineralizado aproximadamente 35 metros y fuera del cuerpo de mármol (caliza) para evacuar el mineral disparado. La chimenea debe conectarse a la "Rampa Principal" en cada nivel de explotación

a través de un pequeño crucero o ventana. Esta chimenea ayudará a los camiones de bajo perfil (Dumpers) a transportar el mineral desde el tajeo hasta el punto de descarga. Siempre debe avanzar antes de la explotación por al menos un subnivel de 10.5 metros. Las siguientes son las características de esta chimenea:

Longitud: 100 metros, para un block de 100 metros de mineral.

Sección: 2.0m x 2.0m

Inclinación: 65° SW, igual que el buzamiento del cuerpo mineralizado.

Cruceros a la chimenea Alimak

Cada subnivel de explotación necesitará un pequeño crucero o ventana para conectarse a la chimenea Alimak cada 10.5 metros para crear el circuito de ventilación necesario. Estos cruceros tendrán las siguientes características:

Gradiente: Horizontal.

Sección: 3.0m x 3.0m.

- Longitud: Dependiendo del subnivel, de 10 a 12 metros.

Cruceros a la Chimenea Ore Pass

Al igual que en cada subnivel de explotación, cada 10.5 metros debe conectarse a la chimenea Ore Pass mediante un pequeño crucero o ventana para alimentar el mineral de explotación durante el minado ascendente. Estos cruceros tendrán las siguientes características:

Gradiente: Horizontal.

Sección: 3.0m x 3.0m.

Longitud: De 8 a 10 metros dependiendo del subnivel en que se ejecute.

Tabla 7.
 Síntesis de las tareas de preparación y desarrollo

ITEM	
Reservas (100 m de block)	319,325 Ton
Labores de desarrollo y preparación	
Desarrollo de rampa	610 m
Chimenea Ore Pass	90 m
Inclinado del Ore Pass a la Rampa	45 m
Cruceros de la Rampa al Ore Pass	80 m
Cruceros de la Rampa a la Chimenea Alimak	50 m
Chimenea de relleno (con Alimak)	308 m
Cruceros de la Rampa a la Chimenea de relleno	136 m
Chimenea de ventilación	100 m
Subniveles Chim. de ventilación a Chim. Alimak	50 m
Cruceros acceso desde la Rampa al Cuerpo*	450 m
Realces de los accesos para los cortes	436 m ³

Cálculo de la Malla de Perforación con el Modelo Matemático de Langefors

El modelo matemático de Langefors presenta la carga práctica de tener en cuenta las características operativas que se encuentran actualmente en las vetas.

Para el cálculo de *burden* se tiene:

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

Donde:

B máx. = el *burden* máximo (m)

D = el diámetro de barreno(mm)

f = el factor de fijación barrenos verticales: f = 1

barrenos inclinados: para 3:1 f = 0.9 barrenos inclinados: para

2:1 f = 0.85

c = constante de roca (calculada a partir de c)

c = la cantidad de explosivo para fragmentar 1 m^3 de roca

roca dura $c = 0.4$

$B = 1.4 - 15 \text{ m.}$ $c =$
 $c + 0.75$

$B < 1.4 \text{ m.}$ $c =$
 $0.07/B + c$

S/B = la relación del espaciamiento/*burden*

ρ_e = la densidad de la carga (kg/cm^3)

PRP = la potencia relativa en peso del explosivo (1 - 1.4)

Reemplazando:

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

$$B_{max} = \frac{64}{33} \sqrt{\frac{0.68 \times 1.05}{1.15 \times 0.95 \times (1.25)}}$$

$$B_{max} = 1.939 \sqrt{\frac{0.714}{1.366}}$$

$$B_{max} = 1.4 \text{ m}$$

Por

lo tanto, para el cálculo

del *burden* práctico se tiene:

$$B_{pr\acute{a}ctico} = B_{max} - e' - (d_b \times$$

$H)$

Donde:

H = altura de banco (m)

e' = error de emboquille (m/m)

d_b = desviación de los barrenos (m)

Reemplazando:

$$B_{pr\acute{a}ctico} = B_{max} - e' - (d_b \times H)$$

$$B_{pr\acute{a}ctico} = 1.4 - 0.1 - (0.036 \times 12)$$

$$B_{pr\acute{a}ctico} = 0.87m$$

Tabla 8.
Data para descubrir el Nuevo Burden

CALCULO DE BURDEN										
B PRACTICO (m)	B MAXIMO (m)	DIAMETRO (mm)	DENSIDAD DE CARGA (Kg/dm ³)	PRP	CONSTANTE DEROCA	FACTOR DE FIJACION	S/B	ALTURA DE BANCO (m)	ERROR DE EMBOQUILLE (m/m)	DESVIACION DE BARRENO (m)
0.87	1.4	64	0.68	1.05	1.15	0.95	1.25	12	0.1	0.036

El ejemplo matemático de Langefors es el que debe usarse porque se ajusta a las necesidades de la investigación y explica por qué se utilizaron los Taladros Largos en la mina Raura. El modelo matemático tiene en cuenta parámetros como el factor de fijación y el factor de inclinación, que son importantes por la naturaleza, forma y tamaño del yacimiento, así como por la geomecánica del macizo rocoso. De manera similar, la relación geométrica apropiada para una mina subterránea se determina por la relación espaciamento/burden. Además, utiliza la potencia relativa por peso, que en la mayoría de los modelos no se considera, para calcular la energía del explosivo a utilizar.

Es importante recordar que Langerfors y Kihistrom (1973) se dedicaron a predecir la vibración del terreno mediante la formulación de la ecuación matemática siguiente:

$$V = K \sqrt{\frac{Q}{D^{1.5}}}$$

En el que:

V= vibración pico (mm/s)

K= factor de transmisión de la roca

Q= masa de la carga explosiva (kg)

D= distancia (m)

El factor de transmisión de la roca varía según el tipo de roca y las condiciones de confinamiento. Por ejemplo, el factor de transmisión de la roca para un granito duro $k=400$.

Por esta razón, se considera que el modelo matemático creado por el científico sueco Borj Langefors es el más adecuado.

Cálculo del espaciamiento con el modelo matemático de López Jimeno

Nos basamos en el modelo matemático de López Jimeno para calcular el espaciamiento entre taladros. Las variables de este modelo incluyen la inclinación de los barrenos.

Para calcular el espaciamiento, se utiliza:

$$S = 1.15 \times B \times \cos(\alpha)$$

En el que:

B = *burden* (m)

α = Los barrenos inclinados tienen un ángulo respecto a la vertical

Remplazando:

$$S = 1.15 \times B \times \cos(a)$$

$$S = 1.15 \times 0.87 \times \cos(20)$$

$$S = 0.94 \text{ m}$$

Tabla 9.
Información sobre el Nuevo Espaciamento

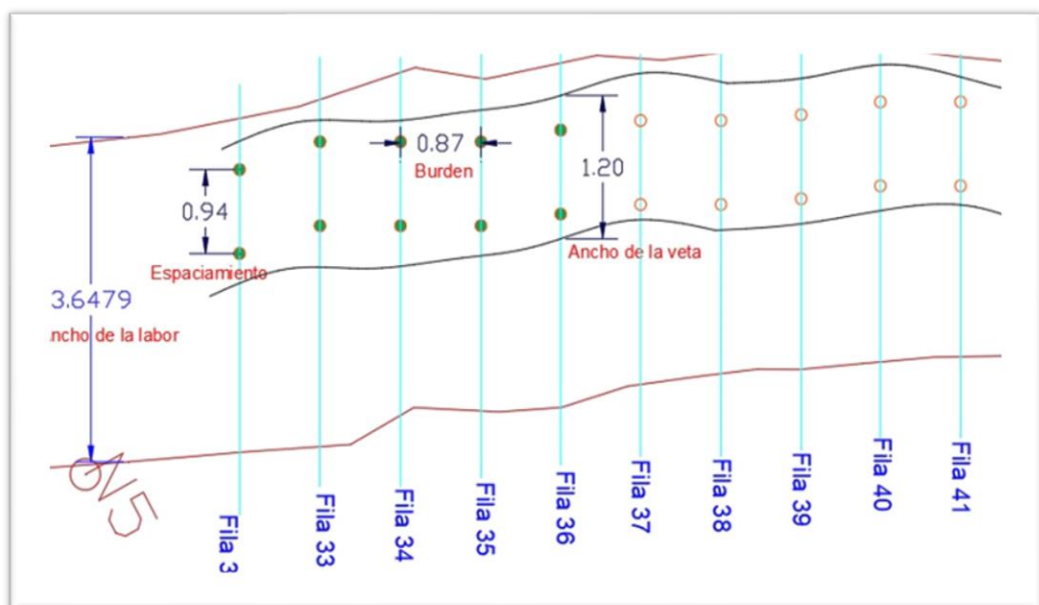
CALCULO DE ESPACIAMIENTO			
ESPACIAMIENTO (m)	B PRACTICO (m)	ANGULO DE PERFORACION	ANGULO RESPECTO A LA VERTICAL PARA BARRENOS
0.94	0.87	70	20

Diseño de malla perforadora basándose en los resultados

Modelo espaciamento y burden:

Ilustración 11.

Diseño de Malla de Perforación para Vetas Menores a 2 metros (nuevo)



Perforación

Después de realizar los cálculos matemáticos y crear la nueva malla de perforación utilizando el modelo matemático de Langefors. Se utiliza un Jumbo

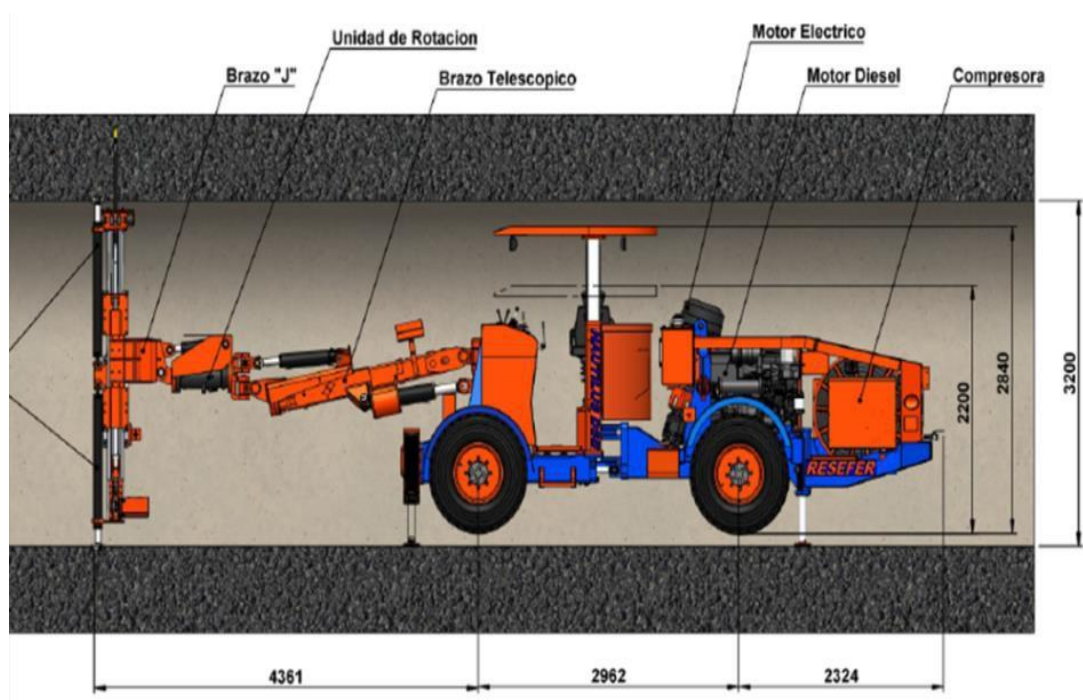
electrohidráulico adaptado para estas secciones de 3,5 x 3,0 metros en bancos de 12 metros negativos o positivos para perforar los Taladros Largos.

Para garantizar la calidad de ejecución de los taladros largos perforados, se realizan controles de calidad de ejecución mediante levantamiento topográfico, corrigiéndose cualquier desviación. La perforación debe llevar a cabo en condiciones adecuadas para un buen resultado de perforación.

Para garantizar la conservación de los taladros perforados, las tuberías de PVC de 2" de diámetro deberán estar tapados con geomembrana.

Ilustración 12.

Equipo de Perforación Jumbo (Electrohidráulico)



Parámetros de Perforación

Tabla 9.

Perforación de Taladros Largos con Parámetros

Parámetros de Perforación	
Presión de aire	6 <u>Bar</u>
Presión de agua	10 - 12 Bar
Presión de percusión alta	180 <u>Bar</u>
Presión de percusión baja	130 <u>Bar</u>
Presión de avance alta	80 - 90Bar
Presión de avance baja	40 <u>Bar</u>
Presión rotación	40 - 90 Bar
Velocidad de penetración	30 m/h
Longitud de barra	1.20 m
Diámetro de broca	64 mm

Carguío

Después de completar la perforación, se lleva a cabo la etapa de carguío de taladros con la consideración de los taladros positivos y negativos

Para crear el diseño real de carga y secuencia de salida, se deberá sopletear y medir el taladro antes de comenzar a cargar el taladro. Calcular la carga operante de un metro lineal

$$Q = V \cdot \rho$$

$$Q = [(\pi \cdot$$

$$5,4^2$$

$$4$$

$$) \text{ cm}^2 \cdot 100\text{cm} \cdot 0,68\text{gr/cm}^3]$$

$$Q = 1,56\text{kg/m}$$

$$\text{kg } 1000\text{gr}$$

Aplicación de los Parámetros Calculados y Monitoreo en las Vetas del

Nv. 4660

Durante su estadía en la mina Raura, se llevó a cabo un seguimiento continuo de la etapa de perforación y carguío en las vetas de la región. En colaboración con la superintendencia de mina y los jefes de guardia, se implementaron los nuevos cálculos y diseño de la malla, lo que resultó en un aumento del factor de potencia y carga. mostrados en la Tabla que sigue.

***Tabla 10.
Datos Específicos para la Perforación***

Datos	
Peso específico	3.3
Altura banco	12
Burden	0.87
Ancho	1.2
Carga operante	1.56

***Tabla 11.
Registro de la Voladura aplicando el Nuevo Burden y Espaciamiento***

Fecha	Emp.	Turno	Nivel	Total, explosivos (kg)	Exsanel	Cordón detonante 5P	Carmex	Mecha rápida	m ³ a romper	Toneladas	Factor de potencia (kg/t)
11-jul	Raura	Día	4660	94.77	18	10	2	0.2	56.14	185.27	0.51
12-jul	Raura	Día	4660	127.29	24	10	2	0.2	75.17	248.05	0.51
14-jul	Raura	Noche	4660	118.40	22	10	2	0.2	68.96	227.57	0.52
15-jul	Raura	Noche	4660	83.61	16	10	2	0.2	49.40	163.03	0.51
16-jul	Raura	Día	4660	93.36	18	10	2	0.2	56.14	185.27	0.50
18-jul	Raura	Noche	4660	86.11	16	10	2	0.2	49.90	164.68	0.52
19-jul	Raura	Día	4660	114.62	22	10	2	0.2	68.04	224.54	0.51
21-jul	Raura	Día	4660	93.08	18	10	2	0.2	56.56	186.66	0.50
22-jul	Raura	Noche	4660	118.40	22	10	2	0.2	68.79	227.00	0.52
23-jul	Raura	Día	4660	125.61	24	10	2	0.2	75.17	248.05	0.51
25-jul	Raura	Noche	4660	93.36	18	10	2	0.2	56.14	185.27	0.50
27-jul	Raura	Día	4660	93.78	18	10	2	0.2	55.58	183.41	0.51
29-jul	Raura	Día	4660	123.36	24	10	2	0.2	74.54	245.99	0.50
30-jul	Raura	Noche	4660	115.83	22	10	2	0.2	68.62	226.44	0.51
31-jul	Raura	Día	4660	113.77	22	10	2	0.2	68.04	224.54	0.51

Evaluación granulométrico del Nivel 4660

Se realizó una evaluación granulométrica. (Fragmentación):

Tabla 12.

Análisis granulométrico y registro de datos de voladura (Fragmentación)

Fecha disparo	Empresa	Zona	Nivel	Tipo de voladura	Material	Sección(m)	Long. tal (pies)	Tipo de iniciador	Tipo de explosivo	p80 (pulg)	Factor de potencia (kg/t)
10-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.3	39.2	Exsanel	Examón	7.9	0.51
12-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.2	39.4	Exsanel	Examón	7.7	0.51
14-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.2	39.4	Exsanel	Examón	8	0.52
15-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.1	38.8	Exsanel	Examón	7.5	0.51
16-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.3	39.2	Exsanel	Examón	8.1	0.50
18-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.2	39.2	Exsanel	Examón	8.1	0.52
19-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.2	38.8	Exsanel	Examón	7.8	0.51
21-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.1	39.5	Exsanel	Examón	7.9	0.50
22-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.3	39.3	Exsanel	Examón	8.1	0.52
23-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.1	39.4	Exsanel	Examón	8	0.51
25-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.2	39.2	Exsanel	Examón	7.9	0.50
27-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.3	38.8	Exsanel	Examón	7.9	0.51
29-feb	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.2	39	Exsanel	Examón	8.1	0.50
02-mar	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.3	39.2	Exsanel	Examón	8.1	0.51
03-mar	Raura	Veta	4660	TL	Mineral	1.2	38.9	Exsanel	Examón	8.1	0.51

La siguiente gráfica muestra un cuadro comparativo que muestra el análisis de fragmentación y el factor de potencia (granulométrico p80).

Tabla 13. Tabla de Comparación Factor de Potencia (kg/t)

Fecha	Factor de potencia (kg/t)	Fecha	Factor de potencia (kg/t)
06-jul	0.23	10-ago	0.51
07-jul	0.43	12-ago	0.51
08-jul	0.71	14-ago	0.52
10-jul	0.99	15-ago	0.51
11-jul	0.32	16-ago	0.50
13-jul	0.44	18-ago	0.52
14-jul	0.52	19-ago	0.51
16-jul	0.45	21-ago	0.50
17-jul	0.41	22-ago	0.52
18-jul	0.31	23-ago	0.51
20-jul	0.78	25-ago	0.50
21-jul	0.39	27-ago	0.51
23-jul	0.33	29-ago	0.50
24-jul	0.26	30-ago	0.51
25-jul	0.68	31-ago	0.51

Tabla 14.

Cuadro de Fragmentación comparativo p80 (pulg.)

Fecha	p80 (pulg.)	Fecha	p80 (pulg.)
06-jul	8.5	10-ago	7.9
07-jul	5.6	12-ago	7.7
08-jul	5.5	14-ago	8
10-jul	6.7	15-ago	7.5
11-jul	9.3	16-ago	8.1
13-jul	7.2	18-ago	8.1
14-jul	6.7	19-ago	7.8
16-jul	5.9	21-ago	7.9
17-jul	6.3	22-ago	8.1
18-jul	6.7	23-ago	8
20-jul	8.2	25-ago	7.9
21-jul	8.1	27-ago	7.9
23-jul	6.3	29-ago	8.1
24-jul	5.7	30-ago	8.1
25-jul	8.9	31-ago	8.1

Mediante estos análisis realizados determinamos que el proceso de investigación realizado con la Implementación de los Taladros Largos, se logró reducir la granulometría (Fragmentación) en la perforación, logrando una adecuada fragmentación en las Vetas de la Compañía Minera Raura.

CONCLUSIONES

- En la Compañía Minera Raura posee características geomecánicas y geométricas para Implementar (aplicar) el método de explotación con taladros largos.
- El análisis y el cálculo de la carga operante por metro lineal ($Q=1.56$ kg/m aplicada en nuestra malla de perforación) y la implementación del modelo matemático de Langefors mejoran significativamente la fragmentación de voladura (P80).
- Como resultado de que el factor de potencia osciló entre 0,23 kg/tm y 0,99 kg/tm, los resultados del cuadro comparativo obtenidos después de usar el modelo matemático de Langefors fueron positivos, lo que mejoró el diseño de la malla de perforación. El factor de potencia es de 0,5 kg/tm y no hay variación significativa.
- Para nuestra fragmentación, se utilizó el programa WipFrag para realizar un análisis granulométrico. Se generó una curva acumulativa que representó el 80% del material pasante con un tamiz promedio de 7.95 pulgadas, equivalente a (20.19 cm) el cual es óptimo para el desarrollo de las operaciones con los Taladros Largos en las Vetas.
- El análisis granulométrico se realizó en el Nivel 4660 con el porcentaje pasante de fragmentación $p_{80} = 7.95$ pulgadas promedio (20,19 cm). Una voladura de 12 taladros disparados, correspondientes a 6 filas, con $\text{burden} = 0.87$ m, se analiza.

RECOMENDACIONES

- La perforación y la voladura con taladros largos se llevarán a cabo en taladros negativos bajo la supervisión del área de voladura en colaboración con ingeniería para cumplir con el diseño y reducir el impacto de la voladura en las cajas.
- Cerca de la caja techo del cuerpo mineralizado, se deben desarrollar tareas de preparación.
- Para controlar el relajamiento en las ventanas y los subniveles, se utilizará una malla más separada sistemática hasta la altura del gradiente.
- Según los cálculos de estabilidad de Mathews, para controlar el relajamiento con desprendimiento de rocas en las cajas, el relleno se completará como máximo hasta el nivel superior cuando la longitud de espacio vacío supere los 45m.
- Se debe realizar un control permanente de la Fragmentación, para mantener la granulometría p80, para evitar la dilución de las Vetas.

BIBLIOGRAFÍA

- Barona A. Evaluación del funcionamiento de sistemas de análisis digital de imágenes - Wipfrag y Split Online. Proyecto Fin de Carrera, Escuela
- Barton, N. (1992- 1993). Predicting the behavior of underground openings in rock. New Delhi.
- Bath, C., y S. Duda. 1968. Secular Seismic Energy release in the circum pacific belt.
- Bernal, I., y H. Tavera. 2005. Evaluación de la sismicidad y distribución de la energía sísmica en Perú. IGP Boletín de la Sec. Geológica del Perú V 98 p 54-86
- Bernaola Alonso, José, CASTILLA GÓMEZ, Jorge y HERRERA HERBERT, Juan. Perforación y voladura de rocas en minería. Madrid: s.n., 2013. pág. 264.
- Bateman, Alan. Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico. Madrid, España: Ed. Omega, 1 959.
- Beltrán C., Wilfredo., Estudio Experimental de Relleno Hidráulico en La Mina Atacocha. Perú. 2 010.
- Bustillos, M & López J., C. “Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras”, Entorno Gráfico S. L. Madrid, España, 1990. 705 pp.
- Calderón Becerra, Jorge A. “Desarrollo para una Herramienta de Planificación Bock Caving”, Santiago, Chile 2011.
- Carras Pallette, C. “Geología de Minas”. Ed. Omega. Madrid, España, 2002. 984 pp.
- Córdova Rojas, David. Técnicas Geomecánicas Básicas para Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas. Mina Uchucchacua, Perú. 2 011.
- CORDOVA R. David. “Asesoramiento Geomecánico Mina San Cristóbal”, Informe visita 12 - 13 de Diciembre 2016.
- Compañía Minera Buenaventura S.A.A. – UP. Uchucchacua: Departamento de Geología/Geomecánica – 2018
- Dave Landriault. Tecnología de Pasta para Aplicaciones de Relleno Subterráneo. Golder Paste Technology Ltd. Curso Internacional, Perú. 1 998.
- Del Río Thomas, F. “Comercialización de Minerales”. Ed. Lirio. Lima, Perú, 2005. 436 pp.
- DELGADO PEÑA, R. “Los Minerales y la Economía Peruana”. Ed. Retama. Lima, Perú, 2006. 133 pp.
- Exsa (2010). “Manual Práctico de Voladura” última Edición. Lima – Perú.

GONZALES DE VALLEJO L., INGENIERÍA GEOLÓGICA, Pearson – Prentice Hall,
Madrid.

Hoek, E. (1999). Strength of rocks and rock masses. ISRM New Journal 5 (2), pg 12-26.

Jungen Hofler y Jurg Schlump, “Concreto proyectado en la construcción de tuneles”
“Introducción a la tecnología básica de Concreto Proyectado, Putzmeister
(09/04).

Karzulovic A. “Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos
Rocosos, Método del Índice GSI”.

Karzulovic, Antonio; SISTEMAS DE CALIFICACION Y CLASIFICACION
GEOTÉCNICA DE MACIZOS ROCOSOS.

Universidad Nacional de Ingeniería, Pruebas de Laboratorio de Mecánica de Rocas.
Noviembre 2018.

Weiss F. y Córdova D. “Influencia de las condiciones naturales en la selección del
método de explotación en minería subterránea”, Informe INGEMMET – 1991.

ANEXOS

Anexo 1.

Matriz de Consistencia

MATRIZ DE CONSISTENCIA						
<p>TÍTULO: Implementacion de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentacion de las Vetas en la Compañía Minera Raura.</p> <p>Tesista: Bach. Stiwari German, CONDOR GUERRA</p>						
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVEST
<p>GENERAL:</p> <p>¿Es factible efectuar la Implementacion de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>A. ¿La implementación de los Taladros Largos será aplicable para el tipo de roca encajonantes de las vetas de la Compañía Minera Raura?</p> <p>B. ¿La aplicación del Taladros Largos generara la fragmentación requerida en las vetas de la Compañía Minera Raura?</p>	<p>GENERAL:</p> <p>Efectuar la Implementación de Taladros Largos para Optimizar la Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>A. Efectuar la implantación de los Taladros Largos en la roca encajonantes de las vetas de la Compañía Minera Raura.</p> <p>B. Aplicar los Taladros Largos para generar la fragmentación requerida en las vetas de la Compañía Minera Raura..</p>	<p>GENERAL</p> <p>Con la Implementacion de Taladros Largos Optimizaremos la Fragmentacion de las Vetas en la Compañía Minera Raura</p> <p>Hipótesis específicas</p> <p>A. La implementación de los Taladros Largos será aplicara para la roca encajonantes de las vetas de la Compañía Minera Raura.</p> <p>B. Con la aplicación del Taladros Largos se generara la fragmentación requerida en las vetas de la Compañía Minera Raura.</p>	<p>INDEPENDIENTE</p> <p>X: Implementacion de Taladros Largos en la Compañía Minera Raura.</p> <p>DEPENDIENTE:</p> <p>Y: Fragmentación de las Vetas en la Compañía Minera Raura.</p>	<p>Planeamiento de Mina</p> <p>Plan de Minado</p> <p>Metodo de Explotacion</p> <p>Compañia Minera Raura</p>	<p>Ciclo de Minado</p> <p>Parametros Geotecnicos</p> <p>Tipo de Roca</p> <p>Evaluacion Geomecanica</p> <p>Estabilidad</p> <p>Resistencia de la Roca</p>	<p>TIPO:</p> <p>Aplicada</p> <p>NIVEL:</p> <p>Evaluati va.</p>

Anexo 2.

Dimensionamiento

4.0

DESCRIPCIÓN

Las condiciones de mercado y el precio de los productos, las leyes y las reservas de mineral, las opiniones políticas del gobierno y los factores ambientales son solo algunos de los factores que afectan el tamaño de una mina.

Existe una serie de fórmulas empíricas disponibles en la literatura técnica para estimar el tamaño de producción, calculadas en función de las reservas estimadas que se consideran explotables en un yacimiento.

Además, las fórmulas nos permiten aproximar la vida óptima de explotación (VOE), lo que nos puede proporcionar valores de referencia, que a menudo se utilizan como punto de partida para un proyecto. Esta función se aplica tanto a minas a tajo abierto como subterráneas, tanto metálicas como no metálicas, según lo especificado por cada autor.

Las fórmulas que se muestran a continuación dependen de la cantidad de recursos minerales disponibles en el yacimiento (TAYLOR, 1976).

VOE (años) : Vida Óptima de Explotación
(Reservas-Mt) : Reservas expresadas en Millones de Toneladas

Glosario

TPA : Toneladas por Año
TPD : Toneladas por Día

5.0 CONSIDERACIONES

Método de Minado	unid	CFS	BFS	SSL
Ley de corte Zn Eq (*)	%	3.97%	3.63%	5.51%
Recursos descontado **	t	8,252,100	8,252,100	8,252,100
Dilución	%	12%	18%	13%
Recuperación	%	85%	82%	85%
Reservas	t	7,855,999	7,984,732	7,926,142

Días de Trabajo por año 365

* Ley de corte Zn Eq: Leyes de corte estimadas

** Reporte de Recursos

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las hojas de cálculos Excel son las herramientas de informática utilizadas.

7.0 RESULTADOS

Método de Minado	Unid.	CFS	BFS	SSL
VOE	años	[8.7 ; 13.1]	[8.7 ; 13.1]	[8.7 ; 13.1]
VOE Promedio	años	10.9	10.9	10.9
TPA	kt	[900 ; 600]	[900 ; 600]	[900 ; 600]
TPA Promedio	kt	752	761	757
TPD	t	[2000 ; 2000]	[2000 ; 3000]	[2000 ; 2000]
TPD Promedio	t	2,060	2,086	2,074

8.0 CONCLUSIONES

La producción promedio obtenida por el método de corte y llenado es de 1,977 tpd

La producción promedio obtenida para el método de Bench and Fill Stoping (Con relleno) es de 2174 tpd

La producción promedio obtenida para el método de Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno) es de 1,888 tpd

La máxima producción se podría alcanzar empleado los métodos de minado de Bench and Fill Stoping (Con Relleno)

Para esta etapa del proyecto, BISA recomienda que la producción sea de 50,000 tpd, y en los estudios posteriores a realizarse se determinará la producción promedio estimada líneas arriba.

8.0 BIBLIOGRAFÍA

- C. López Jimeno & M. Bustillo Revuelta: "Manual de Evaluación y Diseño de Explotación Mineras" pag, 482,483

Fuente: Departamento de Geología

Anexo 3.
Reporte de Recursos

1.0 ALCANCE

Determinar los recursos totales para el Estudio del Cuerpo Santa Rosa - Minera Raura.

2.0 OBJETIVOS

El presente documento contiene como resultado reporte de recursos totales brindados por Minera Raura, el cual servirá para realizar el reporte de reservas.

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la información proporcionada por Minera Raura (modelo de bloques).
Archivo de base de datos: skarn_raura

4.0 PROCEDIMIENTO

Para calcular el reporte de recursos se realizaron los siguientes pasos:

- 1.- Ingreso de la información del modelo de bloques (formato csv) al software Datamine.
- 2.- Codificación del modelo y cálculo del porcentaje topográfico debajo de la superficie, esto con el objetivo de no reportar partes de bloques que están encima de la topografía.
- 3.- En el software Datamine, con la herramienta "Wireframe Dinamic" se reportó el total de los recursos dividido en categoría geológica (Medido, Indicado e Inferido).

5.0 CONSIDERACIONES

Para el Reporte de recursos se consideraron el porcentaje topográfico por debajo de la superficie.

***Obs. 1:** Para este cálculo no se consideró los recursos potenciales.

***Obs. 2:** Dentro de los reportes se considera a la potencia del Skarn Raura (POT).

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel y el Software Datamine.

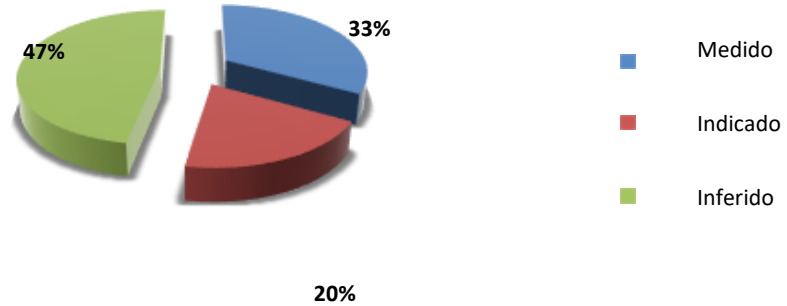
7.0 RESULTADOS

7.1 Reporte de Recursos Totales

Categoría Geológica	Tonelaje	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag (Oz/t)	Cut Off	US (\$)	Zn Eq TMF
Medido	5,184,800	0.28	2.33	5.20	2.67	44.30	147	521,800
Indicado	3,067,300	0.24	2.13	4.28	2.71	44.30	131	272,800
Inferido	7,398,600	0.31	2.01	6.28	2.59	44.30	156	804,600

Total	15,650,700	0.29	2.14	5.53	2.64	44.30	148.12	1,599,200
-------	------------	------	------	------	------	-------	--------	-----------

7.2 Distribución de Recursos



7.3 Reporte Recursos Medido e Indicado

Recursos	Tonelaje	Cu (%)	Pb(%)	Zn(%)	Ag(Oz/t)	Cut Off	US(\$)	ZnEq(TMF)
Med + Ind	8,252,100	0.27	2.26	4.86	2.68	44.30	141	429,247

8.0 CONCLUSIONES

- Los recursos geológicos totales (medido, indicado e inferido) obtenidos para el proyecto son: 15'650,700 tn.
- Los recursos medido e indicado representan el 53% de recursos total, (8'252,100.00 tn).
- Los recursos medido e indicado tienen leyes de: Cu 0.27%, Pb 2.26%, Zn 4.86% y Ag 2.69 oz/t.
- Los resultados obtenidos servirán para compararlo con los resultados de la estimación de reservas de Minera Raura realizado (probado, probable y posible).

9.0 ANEXOS

- 9.1 Anexo I. Hoja de Reporte de Recursos.

Fuente: Departamento de Geología

*Anexo 4.
Geomecánica*

Tabla N° 1: Clasificación del macizo rocoso

CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO SEGUN SU G.S.I.			
TIPO DE MACIZO ROCOSO		LABORES PERMANENTES DE 2.2M A 3.0M	LABORES TEMPORALES (TAJEOS)
A	(LF/MB); (LF/R); (F/B); (LF/B); (F/MB); (MF/MB)	PERNO OCASIONAL	PERNO OCASIONAL O PUNTALES PARA CONTROL DE BLOQUES
B	(LF/R); (F/B); (MF/MB); (LF/P); (F/R); (MF/B)	PERNO SISTEMÁTICO DE (1.5x1.5 m) MÁS MALLA OCASIONAL	PERNO SISTEMÁTICO DE (1.5x1.5M) O PUNTALES DE SEGURIDAD ESPACIADOS A 1.5
C	(F/P); (MF/R); (IF/B)	PERNO SISTEMÁTICO (1.2x1.2 m) MÁS MALLA OBLIGATORIA	PERNO SISTEMÁTICO (1.2x1.2M) MÁS MALLA O PUNTALES GUARDACABEZA
D	(F/MP); (MF/MP); (IF/R); (IF/P); (T/R)	CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.0 - 1.2M	CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.5 M
E	(MF/MP); (IF/MP); (T/R); (T/P); (T/MP)	CIMBRAS METALICAS VIGAS H4 O CUADROS ESPACIADOS DE 0.7 - 1.0 M	CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.0 M

Fuente: Departamento de Geología

Figura N°8: Plano Geomecánico.

