



UNIVERSIDAD NACIONAL
“SANTIAGO ANTUNEZ DE MAYOLO”
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
GEOLOGÍA Y METALURGIA



ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS

**DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
CON EL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG
PARA REDUCIR DAÑOS EN LA PROFUNDIZACIÓN DE LA
RAMPA 046 DE LA MINA CARIDAD – 2023**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

BACH.: ROSALES YAURI OMAR YUNIOR

ASESOR:

Dr. QUIÑONES POMA JUAN ROGER

HUARAZ – PERÚ

2024





UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

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



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PRESENCIAL

En la ciudad de Huaraz, siendo las quince horas con diez minutos de la tarde (15:10 p.m.) del día cinco de Enero del Dos mil veinticuatro (05/01/24), se reunieron los miembros del Jurado Evaluador nominados según Resolución Nro. 192-2023-FIMGM/D, de fecha 19 de Setiembre del 2023, integrado por los siguientes Docentes: **Dr. JAVIER ENRRIQUE SOTELO MONTES**, como **Presidente**; **M.Sc. Ing. ARNALDO ALEJANDRO RUIZ CASTRO**, **Secretario** y el **Ing. ANTONIO MARIANO DOMINGUEZ FLORES**, como **Vocal**; para la sustentación de la tesis Titulada: **"DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG PARA REDUCIR DAÑOS EN LA PROFUNDIZACIÓN DE LA RAMPA 046 DE LA MINA CARIDAD - 2023"**, presentado por el Bachiller **OMAR YUNIOR ROSALES YAURI**, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, en concordancia con el Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo", se procedió con el acto de sustentación bajo las siguientes consideraciones, el Presidente del Jurado calificador, invitó a los docentes, alumnos y público en general a participar en este acto; luego invitó al Secretario del Jurado calificador a dar lectura de la Resolución N° 192-2023-FIMGM/D de fecha 19 de Setiembre del 2023. Acto seguido se invitó al sustentante a la defensa de su tesis por un lapso de treinta minutos (30), concluida con la misma, se procedió con el rol de preguntas de parte de los miembros del Jurado Evaluador, finalmente se invitó al público en general a hacer abandono del Auditorium de la FIMGM por un lapso de diez (10) minutos con el propósito de deliberar la nota del sustentante, **ACORDANDO: APROBAR CON EL CALIFICATIVO (*)de: DIECISIETE (17). Aprobado con Distinción.** Siendo las dieciséis horas y cero minutos (16:00 p.m.) del mismo día, se dio por concluida el acto de sustentación.

*En consecuencia, queda en condición de ser **Aprobado** por el Consejo de Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia y por el Consejo Universitario de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo" y recibir el Título de **INGENIERO DE MINAS** de conformidad con la Ley Universitaria y el Estatuto de la UNASAM.*



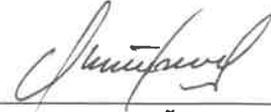
Dr. JAVIER ENRRIQUE SOTELO MONTES
Presidente



M.Sc. Ing. ARNALDO ALEJANDRO RUIZ CASTRO
Secretario



Ing. ANTONIO MARIANO DOMINGUEZ FLORES
Vocal



Dr. JUAN ROGER QUIÑONES POMA
Asesor

(*) De acuerdo con el Artículo 84º Reglamento de Grados y Títulos de la UNASAM, están deben ser calificadas con términos de: **APROBADO CON EXCELENCIA** (19-20), **APROBADO CON DISTINCIÓN** (17-18), **APROBADO** (14-16), **DESAPROBADO** (00-13).

Anexo de la R.C.U N° 126 -2022 -UNASAM
ANEXO 1
INFORME DE SIMILITUD.

El que suscribe (asesor) del trabajo de investigación titulado:

"Diseño de la Malla de Perforación y Voladura con el Modelo Matemático de Roger Holmberg para Reducir Daños en la Profundización de la Rampa 046 de la Mina Caridad - 2023"

Presentado por: Rosales Yauri Omar Yuniur

con DNI N°: 71289943

para optar el Título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Informo que el documento del trabajo anteriormente indicado ha sido sometido a revisión, mediante la plataforma de evaluación de similitud, conforme al Artículo 11° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de : ...23%.... de similitud.

Evaluación y acciones del reporte de similitud de los trabajos de los estudiantes/ tesis de pre grado (Art. 11, inc. 1).

Porcentaje		Evaluación y acciones	Seleccione donde corresponda <input type="radio"/>
Trabajos de estudiantes	Tesis de pregrado		
Del 1 al 30%	Del 1 al 25%	Esta dentro del rango aceptable de similitud y podrá pasar al siguiente paso según sea el caso.	<input checked="" type="radio"/>
Del 31 al 50%	Del 26 al 50%	Se debe devolver al estudiante o egresado para las correcciones con las sugerencias que amerita y que se presente nuevamente el trabajo.	<input type="radio"/>
Mayores a 51%	Mayores a 51%	El docente o asesor que es el responsable de la revisión del documento emite un informe y el autor recibe una observación en un primer momento y si persistiese el trabajo es invalidado.	<input type="radio"/>

Por tanto, en mi condición de Asesor/ Jefe de Grados y Títulos de la EPG UNASAM/ Director o Editor responsable, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera hoja del reporte del software anti-plagio.

Huaraz, 15/02/2024

FIRMA

Apellidos y Nombres: Dr. Quiñones Poma Juan Roger

DNI N°: 32642091

Se adjunta:

1. Reporte completo Generado por la plataforma de evaluación de similitud

DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo de investigación principalmente a mi madre Reyna Yauri Haro por haberme brindado su amor, apoyo y sacrificio incondicional durante todo este tiempo de mi formación profesional.

A mi abuela Lucia Haro que siempre me alentó y cuidó y que desde el cielo me guiará y cuidará en todo mi camino.

A mi abuelo Pablo Yauri por sus consejos y apoyo incondicional durante toda mi formación profesional.

A mis hermanos por estar siempre presentes alentándome y apoyándome durante todo este proceso.

A mis amistades que siempre estuvieron en los buenos y malos momentos aconsejándome y alentándome a culminar mi carrera.

AGRADECIMIENTO

A dios por haberme dado a la mejor familia y la dicha de haberme permitido estudiar la carrera de ingeniería de minas.

A mi familia por estar presentes y haberme incentivado a estudiar la carrera de ingeniería de minas.

A mi prestigiosa alma mater Universidad Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo” y a los catedráticos de la gloriosa facultad de Ingeniería de Minas por compartir sus conocimientos con nosotros y dejarme gratos recuerdos de esfuerzo, perseverancia, compañerismo y trabajo en equipo.



RESUMEN

La investigación tiene por objetivo general diseñar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la profundización de la Rampa 046, mina Caridad – 2023. Los resultados más importantes fueron que; en la mina caridad se tiene dos Sistema de discontinuidad estructural; el Sistema 1: 329 / 69 y el Sistema 2: 179 / 67, se determinó que el dominio estructural de la rampa 046; (RMR: 75-35) consiste en flujos lávicos y niveles piroclásticos de composición andesítica con texturas porfiríticas que varían en tonos de violáceo a grisáceo. Es estructuralmente fracturado, especialmente cerca de una falla, donde muestra una mayor fracturación. Su resistencia a la compresión oscila entre 115 y 60 Mpa. Las discontinuidades estructurales tienen un espaciamiento promedio de 0.6 a 0.2 metros, con aperturas que varían entre 1.0 y 0.1 mm y que antes del diseño de la malla de perforación y voladura de rocas por el método de Roger Holmberg el factor de carga era de 2,28 kilogramos por metro cubico de roca volada, después se optimizo a 2,19 kilogramos por metro cubico de roca volada. La conclusión más importante fue que se realizó el rediseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la Profundización de la Rampa 046 de la mina Caridad – 2023, mejorando de para sección de 4 x 4 metros de 41 taladro (con 4 taladros de alivio y 37 de producción); a 37 taladros con (con 4 taladros de alivio y 33 de producción); la longitud del barreno 12 pies (3,66 metros), con una eficiencia de disparo del 94,54%.

Palabras claves: Diseño de la malla de perforación y voladura, modelo matemático de Roger Holmberg, reducir daños, Profundización, Rampa 046, mina Caridad, año 2023.

ABSTRACT

The research aims to design the drilling and blasting pattern using Roger Holmberg's mathematical model to reduce damage during the deepening of Ramp 046, Caridad Mine - 2023. Key findings include the identification of two structural discontinuity systems in the mine (System 1: 329/69 and System 2: 179/67) and the characterization of the structural domain of Ramp 046, consisting of andesitic lava flows and pyroclastic levels with porphyritic textures. The rock has a compressive strength ranging from 60 to 115 MPa, and structural discontinuities exhibit an average spacing of 0.2 to 0.6 meters with openings from 0.1 to 1.0 mm. Additionally, the redesign of the drilling and blasting pattern using Roger Holmberg's model reduced the factor of load from 2.28 to 2.19 kg/m³ of blasted rock. The significant conclusion is the successful optimization of the drilling and blasting pattern for the 4x4-meter section in Ramp 046, resulting in 37 holes (33 production and 4 relief) with a borehole length of 12 feet (3.66 meters) and a 94.54% blasting efficiency.

Keywords: Drilling and blasting pattern design, Roger Holmberg's mathematical model, damage reduction, Deepening, Ramp 046, Caridad Mine, 2023.

ÍNDICE GENERAL

AGRADECIMIENTO	iii
INTRODUCCIÓN	xii
CAPITULO I.....	1
GENERALIDADES	1
1.1. Entorno Físico.....	1
1.1.1. Ubicación y acceso	1
1.1.2. Clima vegetación y fauna.....	1
1.1.3. Topografía.....	2
1.1.1. Fisiografía	2
1.2. Entorno Geológico.....	3
1.2.1. Geología regional.....	3
1.2.2. Geología local	4
1.2.3. Geología Estructural	6
1.2.4. Geología económica.....	7
CAPITULO II.....	10
FUNDAMENTACIÓN	10
2.1. Marco Teórico	10
2.1.1. Antecedentes de la investigación	10
2.1.2. Fundamentación teórica	13
2.1.2.1. Diseño de la malla de perforación y voladura.....	13
2.1.2.2. Perforación y voladura de rocas	16
2.1.2.3. Perforación	17
2.1.2.4. Voladura.....	17

2.1.2.5. Mecanismos de fractura de la roca.....	18
2.1.2.6. Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg	19
2.1.2.7. Cálculo de Voladuras	21
2.1.2.8. Teoría para Calcular el Burden	27
2.1.2.9. Voladuras de contorno	28
2.1.2.10. Voladuras en trabajos subterráneos.....	32
2.1.2.11. Rampa	32
2.1.2.12. Tipos de Rampas	34
2.1.3. Definición de Términos	35
CAPITULO III	41
METODOLOGÍA.....	41
3.1. El Problema	41
3.1.1. Descripción de la realidad problemática	41
3.1.2. Planteamiento y Formulación del Problema	42
3.1.2.1. Formulación del problema General.....	42
3.1.2.2. Formulación de problemas específicos	42
3.1.3. Objetivos de la investigación	43
3.1.3.1. Objetivo General	43
3.1.3.2. Objetivos Específicos.....	43
3.1.4. Justificación e importancia.....	43
3.1.5. Alcances	44
3.1.6. Delimitación de la Investigación.....	44
3.1.7. Limitación de la Investigación	44
3.2. Hipótesis	45

3.3.	Variables	45
3.3.1.	Operacionalización de variables	46
3.4.	Diseño de la investigación	46
3.4.1.	Tipo de investigación	46
3.4.2.	Nivel de la investigación.....	47
3.4.3.	Método	47
3.4.4.	Diseño de investigación	47
3.4.5.	Población y muestra	47
3.4.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	48
CAPITULO IV		49
RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN		49
4.1.	Descripción de la realidad y procesamiento de datos	49
4.2.	Caracterización del macizo rocoso de la Rampa 046 de la mina Caridad.....	50
4.2.1.	Distribución de discontinuidades	51
4.2.2.	Clasificación del macizo rocosa.....	53
4.2.3.	Dominio estructural de la rampa 046.....	55
4.2.4.	Hidrología	55
4.2.5.	Hidrogeología.....	56
4.3.	Malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg	56
4.3.1.	El modelo matemático de Holmberg	57
4.4.	Calculo del Factor de avance y el Factor de carga	59
4.4.1.	Factor de avance.....	59
4.4.2.	Factor de carga	60
4.5.	Discusión de resultados	61

4.6. Aportes del Tesista	62
CONCLUSIONES.....	63
RECOMENDACIONES	64
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	65
ANEXOS	68
ANEXO 1. MATRIZ DE CONSISTENCIAS	69
ANEXO 2. PETS - MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA CON JUMBO EN CRUCEROS, BY PASS, VENTANAS, RAMPA	71



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la mina Caridad.....	2
Figura 2. Plano geológico local.....	5
Figura 3. Plano geológico Estructural.....	7
Figura 4. Partes de la malla de perforación y voladura de rocas.....	15
Figura 5. Sectores del modelo matemático de Holmberg.....	21
Figura 6. Arranque de cuatro secciones.....	22
Figura 7. Área de influencia de un taladro después de la voladura.....	28
Figura 8. Tensiones generadas al detonar barrenos adyacentes a la vez.....	31
Figura 9. Rampas.....	33
Figura 10. Sistemas de diaclasas de la mina Caridad.....	52
Figura 11. Diagrama de rosetas - Sistemas de diaclasas Hercules, Coturcan y Caridad.....	52
Figura 12. Estándar de la malla de perforación.....	58
Figura 13. Factor de avance por disparo.....	60
Figura 14. Factor de carga por disparo.....	61

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Itinerario de Accesibilidad a la mina Caridad.	1
Tabla 2. Reservas a diciembre de la mina Caridad 2022.....	9
Tabla 3. Factores de fijación y relación.....	26
Tabla 4. Operacionalización de variables.....	46
Tabla 5. Principales sistemas de diaclasas.	51
Tabla 6. Criterio de valoración "RMR89 de Bieniawski, modificado por Romana, 2000".	53
Tabla 7. Clasificación geomecánica RMR89.	54
Tabla 8. Diseño de Carga en el frente de 4 m. x 4m.	57

INTRODUCCIÓN

Según el U.S. Geological Survey (USGS), Perú es un país con una fuerte presencia en la industria minera. Ha mejorado su posición en el ranking mundial de producción y reservas mineras, lo que lo convierte en un atractivo destino para inversiones en este sector. El país se destaca como el segundo productor de cobre a nivel mundial y ha ascendido al segundo lugar en la producción de zinc, superando a Australia. Además, ha subido al tercer puesto en la producción de estaño, superando a Birmania, y se mantiene en el cuarto lugar en la producción de plomo y molibdeno. A nivel de Latinoamérica, Perú ocupa la primera posición como productor de zinc, plomo y estaño, y el segundo lugar en la producción de oro, cobre, plata y molibdeno. En enero de 2022, se registraron aumentos en la producción de cobre, oro, estaño y molibdeno en comparación con el mismo mes del año anterior. Sin embargo, la producción de zinc, plata, plomo y hierro experimentó disminuciones interanuales. Perú también destaca en el ranking mundial de reservas mineras, siendo el país con las mayores reservas de plata y ocupando el tercer lugar en cobre, plomo y molibdeno, así como el quinto lugar en zinc. (<https://camiper.com>, 2022).

El objetivo de la compañía minera Lincuna es aumentar la producción en la mina de Caridad, para lo cual es necesario construir la rampa 046 con altos estándares y aplicando una ingeniería innovadora y responsable. Esto permitirá mejorar la perforación y voladura de rocas, maximizando así las ganancias de la empresa. El modelo matemático desarrollado por Roger Holmberg es una herramienta tecnológica que ayudará a rediseñar y mejorar la malla de perforación y voladura, lo que a su vez reducirá los costos operativos de estas actividades mineras.

En la minería subterránea moderna, los ingenieros de operaciones se enfocan en mejorar los procesos dentro de los programas de mejora continua, con el objetivo de optimizar y

reducir los costos operativos, así como lograr una buena fragmentación, una menor sobre excavación y un mayor avance. Por lo tanto, la implementación del rediseño de la malla de perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg contribuirá a reducir los daños en la Profundización de la Rampa 046 en la mina Caridad durante el año 2023. El presente trabajo de investigación está compuesto por:

CAPÍTULO I: GENERALIDADES, se describe el entorno físico y el entorno geológico de la Rampa 046 de la mina Caridad.

CAPÍTULO II: FUNDAMENTACIÓN, Se trata el marco teórico, con los antecedentes de la investigación, las bases teóricas y la definición de términos.

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA, se plantea la pregunta de investigación, así como los objetivos, la justificación e importancia. Redacción de la hipótesis, las variables, metodología incluyendo a la población y muestra del estudio.

CAPÍTULO I: RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN, se presentan los resultados obtenidos en la investigación.

Finalmente, en el documento se incluyen las conclusiones obtenidas, las recomendaciones formuladas, las referencias bibliográficas utilizadas y los anexos correspondiente

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Entorno Físico

1.1.1. Ubicación y acceso

Políticamente la mina Caridad, se ubica en los límites de las provincias de Recuay y Aija, en el Departamento de Ancash, sobre el flanco occidental de la Cordillera Negra, ver figura 1. La zona de estudio, tiene la siguiente ubicación:

- Distritos : Ticapampa y Aija.
- Provincias : Recuay, Aija.
- Departamento : Ancash. (Lazaro, 2018, p. 1).

Acceso:

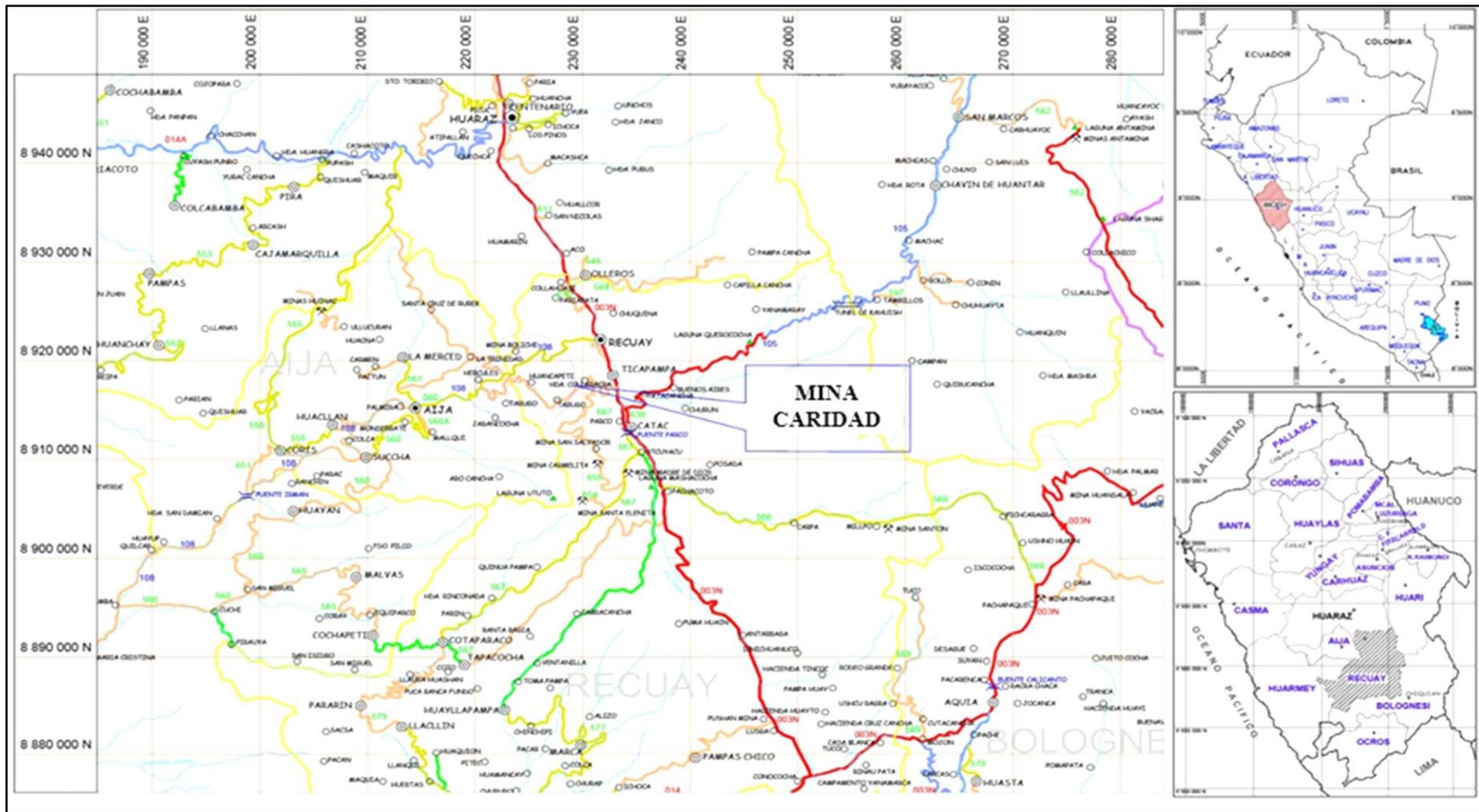
El acceso y recorrido a la mina Caridad se muestra en la Tabla 1.

Tabla 1. Itinerario de Accesibilidad a la mina Caridad.

Tramo	Vía de accesos	Tipo	Distancia Aprox. (Km.)
Lima – Pativilca	Panamericana Norte	Asfaltada	204,00
Pativilca - Recuay	Carretera de Penetración	Asfaltada	174,00
Recuay – Mina Caridad	Carretera de Penetración	Trocha Carrozable	31,00
Total			409,00

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 1. Ubicación de la mina Caridad.



Fuente: Jorge Eduardo Lazaro Magaña, 2018.

1.1.2. Clima vegetación y fauna

Posee un clima con características de templado a frío y seco, debido a la influencia de la altitud. Los meses de noviembre a abril están caracterizados por un régimen de lluvias más o menos persistentes, las tormentas de nieves se localizan en alturas superiores a 4000 m.s.n.m. con temperaturas de 0 °C a 5 °C en las noches y 7 °C a 14 °C en el día. Los meses de mayo a octubre se caracterizan por presentar un periodo de sequía con precipitaciones pluviales muy esporádicas con temperaturas que oscilan entre los 10 °C y -5 °C. Esto se pone en evidencia en altitudes superiores a los 4500 m.s.n.m. estas temperaturas bajas son muy conocidas por los lugareños como “heladas”. Durante los meses de Junio – Agosto se acentúan las corrientes de aire (vientos) con velocidades de 20 a 40 km/hora. Las características climáticas del área corresponden a “tundra seca de alta montaña” definido por el “Instituto Nacional de Recursos Naturales” (INRENA, citado por Lazaro, 2018, p. 4).

las especies vegetales varía de acuerdo a la altitud que se desarrollan, en altitudes cercanas a los 3 700 m.s.n.m. la vegetación se caracteriza por la presencia de arbustos y gramíneas, tales como los quisuares, retamas, variedades de cactus, huamán pinta, ancosh, etc. en las altitudes superiores a los 4 000 m.s.n.m., la vegetación es básicamente gramíneas conocidas ampliamente en la región andina con el nombre de “ichu”. La actividad agrícola se circunscribe a las altitudes inferiores a los 3 500 m.s.n.m. y se localizan en las vertientes del Valle del Santa y en las quebradas que confluyen al Río Aija (Qda. Santiago, Río la Merced y Río Mallqui); en estos

sectores la agricultura se caracteriza por los sembríos de papa, trigo, cebada, haba, arveja y quinua. La vegetación de la zona es escasa, solamente se aprecia la presencia de pastos naturales (andinos), como el ichu de modo que no es apropiado para la agricultura, sin embargo se acostumbra sembrar productos agrícolas como las papas, ollucos, mashua, entre otros pocos para consumo y sustento familiar.

La fauna de la zona, son en su mayoría el ganado vacuno, ovino, porcino, caballar, y otros animales que no son domésticos como vizcacha y algunas aves silvestres. (Lazaro, 2018, pp. 3-4).

1.1.3. Topografía

La cordillera Negra corresponde a un segmento de la Cordillera Occidental de los Andes del Perú. Presenta superficies de erosión a diferentes niveles, expuestos entre los 3400 y 4900 m.s.n.m. Regionalmente presentan relieves con topografías variadas tales como colinas, antiguos circos glaciales, superficies onduladas, quebradas y escarpas. En general, las líneas de cumbres presentan rumbo andino (NW-SE). (Lazaro, 2018, p. 3).

1.1.1. Fisiografía

Presenta superficies de erosión a diferentes niveles, expuestos entre los 3400 y 4900 m.s.n.m. Regionalmente presentan relieves con topografías variadas tales como colinas, antiguos circos glaciales, superficies onduladas, quebradas y escarpas. En general, las líneas de cumbres presentan rumbo andino (NW- SE). El drenaje es radial-detrítico en el flanco occidental de la Cordillera Negra; es decir, en el dominio de la estructura circular de 24 Km.

de diámetro asociada a rocas volcánicas y dendrítico en el flanco oriental de la cordillera Negra (margen izquierda del Río Santa); los cuales confluyen a dos cuencas hidrográficas importantes, la cuenca hidrográfica del Río Santa (sector Este) y la cuenca hidrográfica del Río Huarmey (sector Oeste). (Vela, 2020, p. 61).

1.2. Entorno Geológico

1.2.1. Geología regional

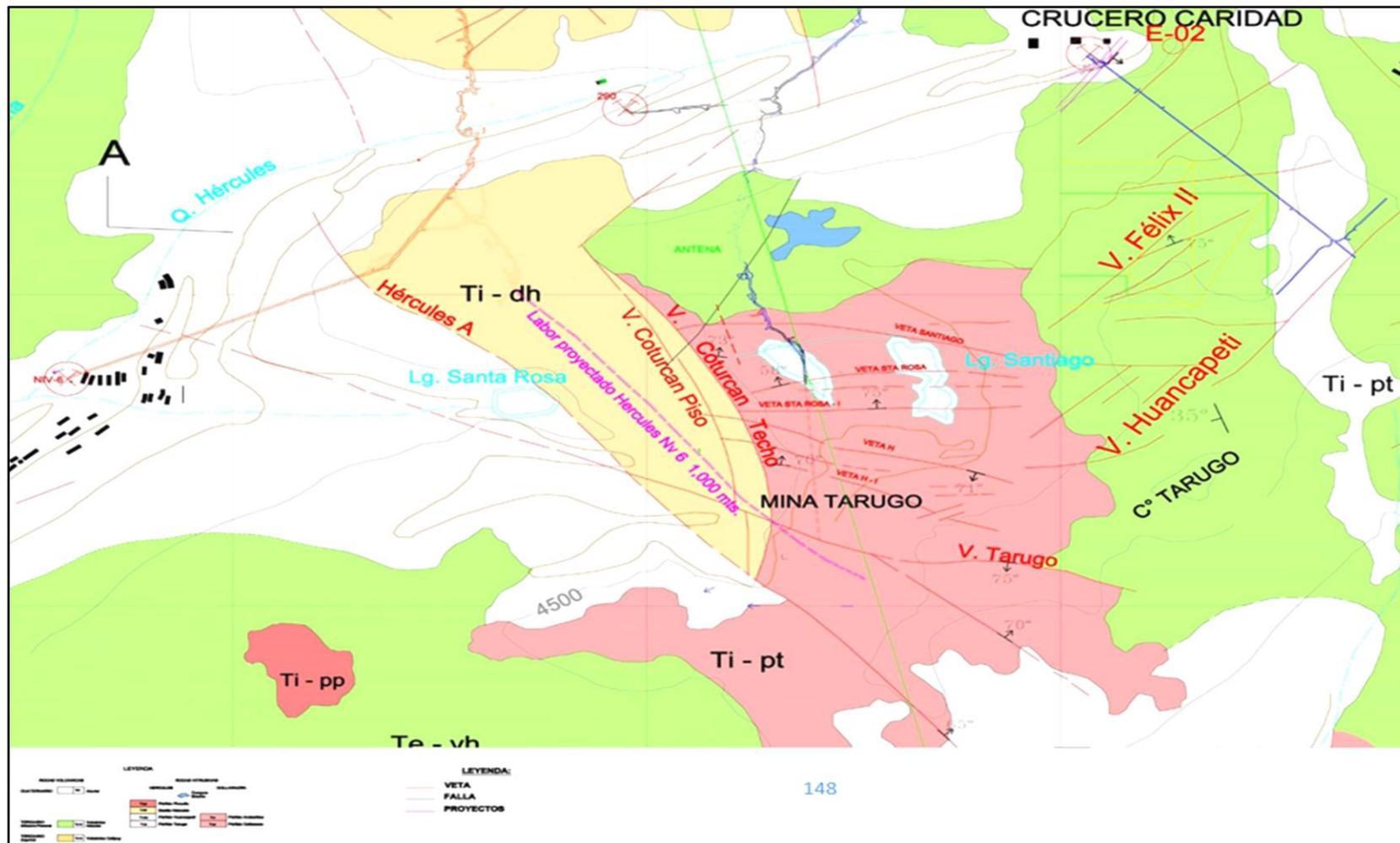
La geología regional en este sector está definida por la "Cordillera de los Andes", que constituye una unidad definida "geográfica, geomorfológica y geológicamente". En esta unidad se reconocen los Intrusivos Terciarios correspondientes a cuerpos porfiríticos compuestos por dacitas y riodacitas. Además, se presenta el Grupo Calipuy, el cual se encuentra distribuido a lo largo de la "Cordillera Negra" conformando la parte más elevada, emplazado como una franja de rumbo "NW - SE", con un ancho variable entre los "25 a 40 Kilómetros". Debido a la profundidad de los valles transversales correspondientes a los principales ríos como el "Pativilca, Fortaleza, Aija y Pira", su límite oriental en gran parte lo constituye el río Santa; sin embargo, existen afloramientos de éste Grupo en el extremo Sur de la "Cordillera Blanca y en la Cordillera de Huayhuash", la potencia del Calipuy según escritos (INGEMMET) es aproximadamente 2000 metros y en algunos lugares hasta 3000 metros de estratos volcánicos variados, los cuales principalmente se constituyen de rocas piroclásticas gruesas de composición andesítica; también es necesario precisar que son abundantes las lavas andesíticas e ignimbritas dacíticas. La secuencia es extremadamente

variable, de manera que una sección medida en cualquier localidad tiene poca semejanza a otra medida en cualquier otro lugar. (Vela, 2020, p. 64).

1.2.2. Geología local

La presente información está referida al cartografiado "litológico• estructural" correspondiente a los alrededores de la Quebrada Hércules, donde principalmente se emplaza la mineralización de las estructuras "Hércules y Coturcan", las cuales están asociadas a las fases mineralizantes de los volcánicos del Grupo Calipuy de edad "Oligoceno-Mioceno (Paleógeno)", típicamente representadas por "flujos lávicos" de composición andesítica y en menor proporción flujos piroclásticos. También es necesario precisar en el área evaluada la ocurrencia de pequeñas apófisis de cuerpos porfiríticos de composición dacítica: Descripción petrográfica macroscópica). La columna estratigráfica conceptual en el contexto local, está representada por las siguientes unidades litológicas. (Vela, 2020, p. 64).

Figura 2. Plano geológico local.



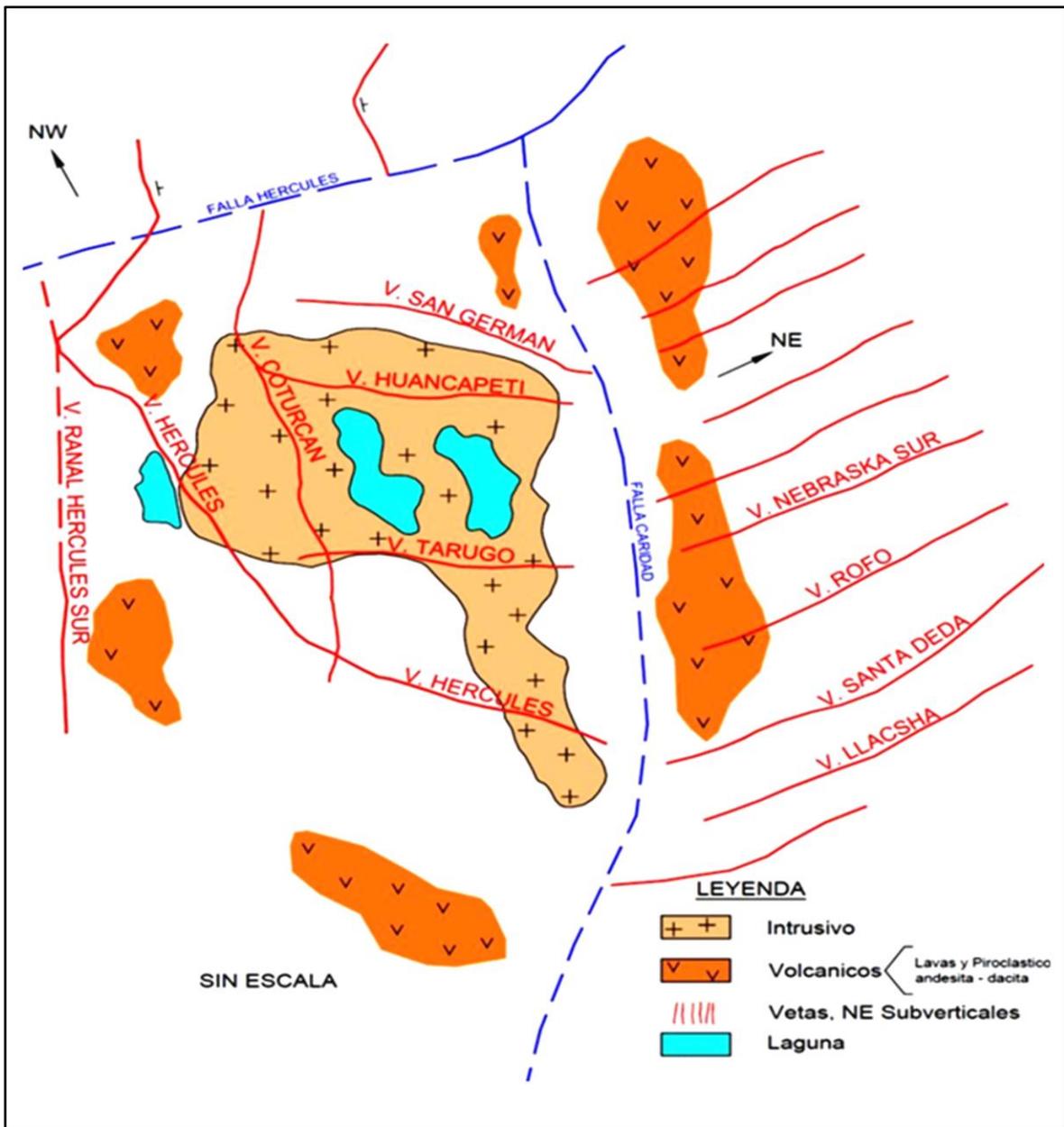
Fuente: Jorge Eduardo Lazaro Maguiña, 2018.

1.2.3. Geología Estructural

Dentro la Cordillera Negra se define tres tipos de estructuras: Fallas, Pliegues y estructuras circulares

- **Fallas.** - Están divididas en dos sistemas.
 - ✚ Sistema Andino de dirección NW-SE corresponden a fallas regionales que han controlados la evolución andina y la geodinámica de las cuencas del Mesozoico.
 - ✚ Sistema de fallas de dirección NE SW se encuentra entre los sistemas de fallas Huanllac - Churin y Huaraz - Recuay. Aparentemente se trata de fallas de cizalla originada por el movimiento transcurrente de las fallas de rumbo andino.
- **Estructuras Circulares.** - Están alineadas según una dirección NW-SE. Se encuentra principalmente entre el sistema de fallas. Huaraz-Recuay y el sistema de fallas de Huanllac-Churin y corresponde a centros volcánicos que fueron fuentes de emisión de la lava del arco magmático del grupo Calipuy. Las estructuras circulares presentan una elongación NE-SW y que se habrían emplazado a través de las fallas tensionales desarrolladas dentro una zona de cizalla transcurrente con movimiento dextral, cuya dirección de esfuerzos de la región. (Vela, 2020, pp. 68-69).

Figura 3. Plano geológico Estructural.



Fuente: Jorge Eduardo Lazaro Maguiña, 2018.

1.2.4. Geología económica

Según algunos autores las estructuras mineralizadas corresponden a una caldera de colapso circular, con un diámetro de 5 km y con anillo externo de 20 km (Trurnit, et al., 1982). En el área de la caldera se encuentran pórfidos subvolcánicos e intrusivos que incrementan su acidez y decrecen en edad de

afuera hacia adentro. En efecto, en la parte central se encuentran los pórfidos dacíticos y riolíticos de Collaracra y Tarugo, en la parte intermedia, cuarzo monzonitas de Lincuna y en la periferia pórfidos e intrusivos andesíticos dioríticos de Sinchis, Madre de Dios y Belota. (Enríquez, 1999). Las principales estructuras mineralizadas que afloran en superficie se distribuyen en tres sistemas de vetas: N45°-55°E (Florida), E-W (Collaracra), y N10°-30°W (Coturcán). Los mantos mineralizados de las minas Coturcán y Hércules se emplazan sub- paralelos a las tobas y lavas circundantes, las cuales buzcan 28° a N35°E. Verticalmente las vetas y mantos son favorables para formar sigmoides con tendencia a unirse en profundidad.

Origen y Tipo de Yacimiento: Los depósitos minerales son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas terciarios, íntimamente vinculados con los procesos vulcanogénicos. Estas vetas están ampliamente distribuidas en ambos lados de la Cordillera Negra, en donde forman importantes depósitos minerales de plomo, zinc y plata. Hay dos sistemas principales de afloramientos en vetas:

1. Sistema Hércules. , Rumbo N 30° W, buzamiento 45° NE, longitudes de 1 a 4 km; vetas: Hércules, Coturcán, Santa Deda.
2. Sistema Tarugo. - Rumbo promedio N 30° - 35° E, buzamiento 80° NW – SW con longitudes de 500 a 20000mts Vetas: Tarugo, Huancapeti, Carpa, Wilson, Tucto, Collaracra, Florida.

Mineralogía (Minerales de Mena y Ganga): La mineralización es principalmente plata – plomo – zinc – cobre, con galena argentífera,

esfalerita, calcopirita, jamesonita, tetraedrita, etc. En minerales de ganga se tiene el cuarzo, sílice, pirita, arsenopirita, calcita.

Reservas de Mineral: Es la parte de un yacimiento mineral, cuya explotación es posible o razonablemente, justificable desde el punto de vista técnico, económico y legal al momento de su determinación. Para su estimación es necesario haber realizado evaluaciones apropiadas que podrían incluir estudios de factibilidad en los cuales se tiene en cuenta factores mineros, metalúrgicos, económicos, ambientales, de mercado, sociales y gubernamentales. (Lazaro, 2018, pp. 16-21).

Tabla 2. Reservas a diciembre de la mina Caridad 2022.

MINA	VETA	RESERVAS TM	ANCHO DE MINADO (m.)	Ag (Onz/Tm)	Pb %	Zn %
CARIDAD	HUANCAPETI	100 000	3,30	1.95	1,40	3,05
	SAN GERMAN	150 000	2,90	4.80	1,80	2,50
	RAMAL	50 000	2,60	2,92	1,60	2,15
	RAMAL HUANCAPETI	50 000	1,90	4,50	2,01	1,51
Total		250 000	2,68	3,54	2,33	2,30

Fuente: Estimación propia.

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN

2.1. Marco Teórico

2.1.1. Antecedentes de la investigación

Antecedentes internacionales:

Cruz (2018) en la tesis “Evaluación del proceso de perforación y voladura en la explotación de Yeso de la Mina El Toro, Los Santos - Santander”, la tesis tiene por objetivo general de analizar el estado inicial de la operación, con ello, se realizan inspecciones de campo en los frentes de cada uno de los grupos de trabajo para evaluar el estado de cumplimiento de ésta, teniendo en cuenta el conocimiento y experiencia tanto del jefe de mina como del personal operativo, teniendo en consideración el tipo y calidad del yeso de la mina El Toro, comnnsiderando las impurezas porque ello afecta la calidad del cemento, ya que los porcentajes de SO_3 ($<28\%$ - $>35\%$) no son uniformes, pero la empresa CEMEX Colombia S.A., que es el cliente, tiene una política de premios y castigos, según la pureza, ya edsta influirá para la empresa proveedora mejores ganancias, motivo por el cual es importante realizara la evaluación y mejora de la perforación y voladuras de rocas por medio un buen diseño de la malla emplead en la mina el toro. (Cruz, 2018).

Ortega, Jaramillo & Molina (2016) en el trabajo de investigación “. Modificación de las mallas de perforación de voladuras a partir del índice de esfuerzo geológico (GSI), caso mina “La Maruja”, Colombia”, en la investigación señala que en labores de minería subterránea es necesario

realizar la caracterización del macizo rocoso para tener un diseño correcto del sostenimiento y también se tendrá en cuenta en el diseño de la malla de perforación y voladura de rocas que será de acuerdo a cada tipo de roca. Lo que mejorara los ciclos de producción y consumo de explosivos en las voladuras. Se propone una malla de perforación de 60 x 60 cm. y 80 x 80 cm.; lo que logara una buena fragmentación con un tamaño máximo de 30 cm, después de cada disparo logrando reducir los costos en un 24,6%. (Ortega, Jaramillo & Molina, 2016).

Antecedentes Nacionales:

Romero y Villanueva (2022) en la tesis “Optimización de la producción en la concesión minera Nueva Esperanza en base a un adecuado diseño de malla de voladura para galerías y túneles de acceso mediante la utilización de modelo matemático de Holmberg”, la tesis tiene por objetivo general la optimización de producción en la concesión minera Nueva Esperanza a por medio de la malla de perforación en base a el modelo matemático de Holmberg, tiene un enfoque mixto, porque la investigación se realizara en la Minera Artesanal aurífera Nueva Esperanza. El método es corte y relleno ascendente principal en la variante circado. Para el mejoramiento se empleará el modelo matemático de Holmberg basado a los datos geo mecánicos que determinan la calidad de roca en la mina y será un diseño de la malla basado en modelos matemáticos y no como el que se emplea actualmente en base a métodos empíricos. (Romero y Villanueva, 2022).

Vilca (2021) en la tesis “Aplicación del modelo matemático Roger Holmberg para mejorar la perforación y voladura en el Crucero 10828 – Este

de la Contrata Minera Mincotrall S.R.L. –Marsa 2019”, la tesis tiene por objetivo rediseñar la malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático Roger Holmberg para mejorar la perforación y voladura en el crucero 10828-Este de la contrata minera MINCOTRALL, la investigación es del tipo aplicada, nivel de investigación explicativo y el diseño experimental, el resultado fue el rediseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático Roger Holmberg, se redujo el factor de carga lineal de 18,66 Kg/m a: 15,97 Kg/m se optimizo el avance lineal de 1,90 m/disparo a: 2,06 m/disparo y se redujo el consumo de explosivo de un 35,45 Kg a: 32,84 Kg. y finalmente se logró reducir la sobre rotura en la voladura de 20,93% a un 12,62%, por medio de la voladura controlada se aseguró la seguridad en el crucero 10828. Concluyendo con que el rediseño de la malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático Roger Holmberg mejoro la perforación y voladura en el crucero 10828. (Vilca, 2021).

Antecedentes Locales:

Lunarejo (2021) en la tesis “Diseño de malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la unidad Virgen de la Merced – Compañía minera Ilipa SAC, 2021“, la tesis tiene por objetivo general diseñar una malla de perforación y voladura con el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación, el tipo de investigación será aplicada, no experimental, se observo insitu que la perforación y voladura de rocas presenta muchas deficiencias en la perforación, sobre excavación, roca encajonante dañados, mala distribución de la carga explosiva, voladuras ineficientes, inadecuada fragmentación de la masa

rocosa y otros, los cuales encarecen la operación pero con una malla de perforación y voladura basad en un modelo matemático y luego de observaciones se diseñó en forma óptima la malla con 31 taladros, que redujo el costo de operación de 390,03 a 377,27 \$/m, logrando un ahorro de 4593,6 \$/año en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa SAC, 2021. (Lunarejo, 2021).

Vidal y Correa (2017) en la tesis “. Modelo matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la Zona Alta de la Compañía Minera Lincuna S.A – 2017”, la tesis tiene por objetivo la aplicación del Modelo Matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna, realizando la evaluación de la operación unitaria de perforación y voladura, con la finalidad de obtener buenos resultados en la granulometría, la investigación es un estudio básico que evalúa las factores principales del control de la perforación y voladura para el Modelo Matemático de Roger Holmberg y con ello se mejoró la malla de perforación y voladura en la Zona Caridad, y en un tipo de roca regular: III A, RMR: 51 – 60, la eficiencia de voladura es 91 %, el ángulo de buzamiento es 35°, longitud: 28.28 m., inclinado, avance por disparo: 3.10 m., factor de carga: 1. 71 kg explosivo/m³, factor de avance: 22.55 g/m., longitud de barra: 12 pies y N° de taladros: 13 – 14. (Vidal y Correa, 2017).

2.1.2. Fundamentación teórica

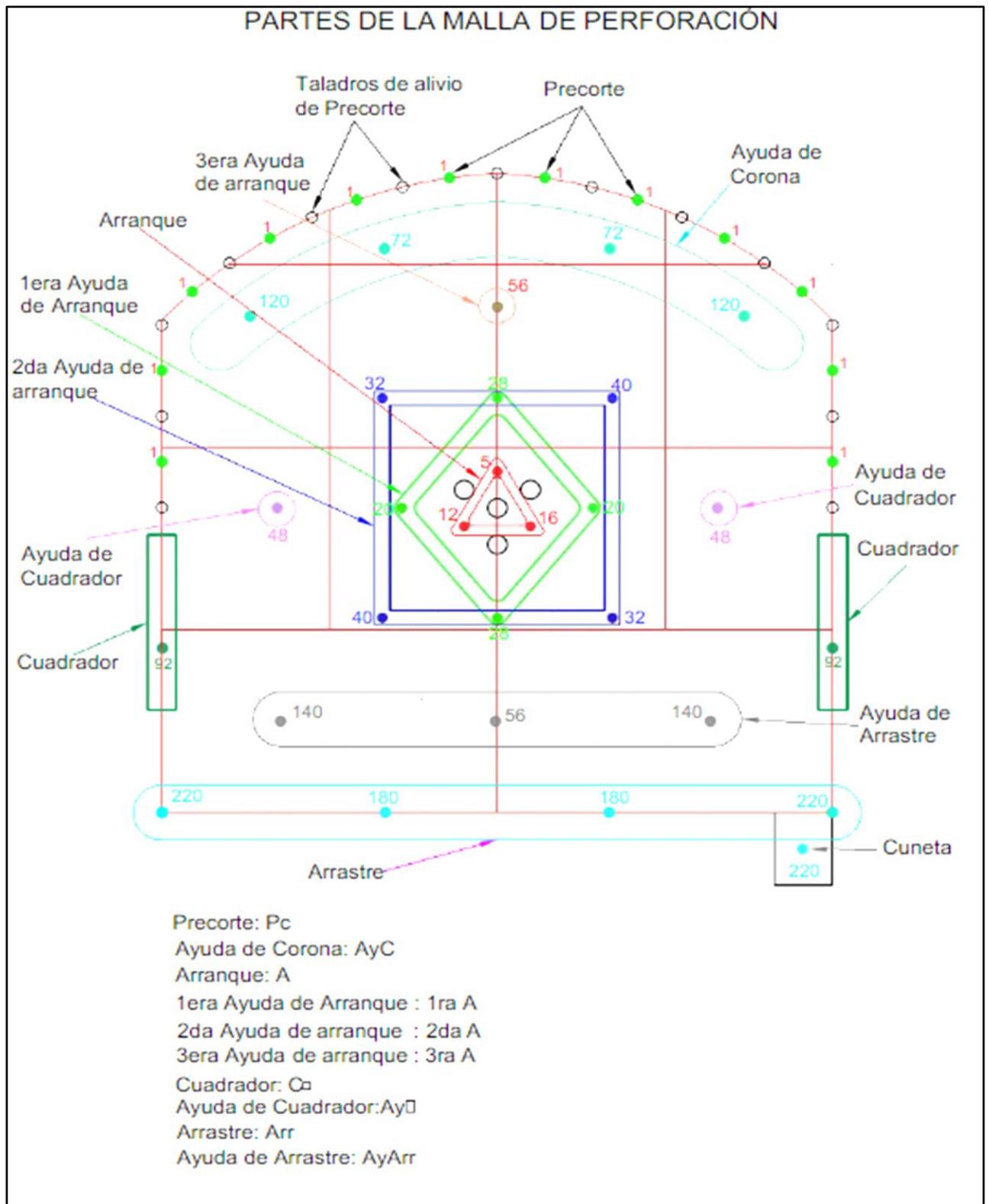
2.1.2.1. Diseño de la malla de perforación y voladura

Se entiende por malla de voladura la disposición de un grupo de barrenos, en los que se ha colocado una cierta carga de explosivo y

se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin afectar a elementos ajenos a la misma. Con esta definición no se especifica en dónde tiene lugar la voladura, siendo posible la ejecución de voladuras bien a cielo abierto o bien en interior (en trabajos subterráneos), teniendo cada una una característica diferente. Además, en dicha definición se introducen varios conceptos que se desarrollarán de aquí en adelante, como son, entre otros:

- Disposición de barrenos: ubicación de los barrenos en la voladura.
- Carga de explosivo: cantidad de agentes explosivos por barreno.
- Secuencia: orden de detonación de los barrenos
- Fragmentación: distribución de tamaños de la pila de roca volada.
- Desplazamiento: movimiento de la pila de roca volada. (Bernaola, Castilla & Herrera, p.139).

Figura 4. Partes de la malla de perforación y voladura de rocas.



Fuente: <https://es.scribd.com/document/390417305/Partes-de-La-Malla-de-Perforacion#>.

2.1.2.2. Perforación y voladura de rocas

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras. La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar.

De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. Las técnicas de perforación, además de la aplicación a la ejecución de perforaciones para voladuras, se emplean para multitud de aplicaciones, como puede ser la exploración, drenajes, sostenimiento, etc. La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.). Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación "a rotación" y "a percusión". Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1 000 J/cm³, los que serán más

ampliamente descritos y desarrollados en este libro. Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que "una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura". Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo, una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para que el que fue diseñada. (Bernaola, Castilla & Herrera, p.5).

2.1.2.3. Perforación

Es la acción de aperturar en el macizo rocoso huecos u orificios denominados taladros, con una distribución adecuada, a fin de alojar la carga explosiva u otros fines (sostenimiento, drenaje, etc.) con la ayuda de máquinas denominadas perforadoras.

Desde que se inventaron los explosivos se ha requerido el confinamiento en agujeros estrechos a efectos de aprovechar mejor las fuerzas expansivas, en un pequeño espacio, que fracturen las rocas. (Santana, 2014, p. 16).

2.1.2.4. Voladura

Voladura (llamada además tronadura en algunos países de América del Sur), es la acción de fracturar o fragmentar la roca, el suelo duro, el hormigón o de desprender algún elemento metálico, mediante el empleo de explosivos. Las mismas se realizan para

lograr un objetivo predeterminado, pueden ser controladas, o no, puede ser a cielo abierto, en galerías, tunes o debajo del agua. (Santana, 2014, p. 17).

2.1.2.5. Mecanismos de fractura de la roca

Tras la detonación del explosivo la roca empieza a fracturarse por una serie de mecanismo que se van dando sucesivamente. El primero de estos es la trituración de roca que se da en los primeros instantes de la voladura, cuando la presión de la onda de choque es muchas veces mayor a la resistencia a la compresión de la roca y destruye la estructura interna de esta. Seguidamente se da un agrietamiento radial alrededor del barreno; ello se produce cuando la onda que se propaga supera la resistencia a la tracción de la roca generando una zona de grietas. Cuando la onda de choque llega a una cara libre una parte se refleja contribuyendo en cierta parte al proceso global de fragmentación. Después de esto se da un proceso de extensión de las grietas radiales por parte de los gases generados en la voladura. Finalmente se da una rotura por cizallamiento, flexión y colisión de las partículas de roca. Al analizar el proceso de fracturamiento de las rocas se puede decir que uno de los puntos más críticos es el agrietamiento radial generado cuando la presión de la onda vence la resistencia a la tracción de la roca. A partir de aquí es donde empiezan los mecanismos de roturas que producen la mayor parte de las fracturas. Además, en vista de que las presiones transmitidas por la onda, a medida que se ájela del barreno dependen principalmente

del tipo de explosivo y el radio del barreno, es posible decir que uno de las principales variables a controlar en la configuración geométrica de las mallas es el espaciamiento de los barrenos; ya que si están muy alejados no son capaces de generar el suficiente agrietamiento radial produciendo sobretamaños. Ahora, es posible estimar cual sería el espaciamiento máximo al cual podrían estar sometidas las mallas de perforación para voladuras de este tipo, utilizando las expresiones para mecanismos de fracturas en rocas. Esta estimación parte de los cálculos de la impedancia de la roca y la presión de detonación mostradas en las ec. (1-2) respectivamente, donde se realizó el cálculo con las características del ANFO ($V_D=3500$ m/s y $\rho_e=850$ kg/m³) que es el explosivo utilizado en las voladuras. (Ortega, Jaramillo, & Molina., 2016).

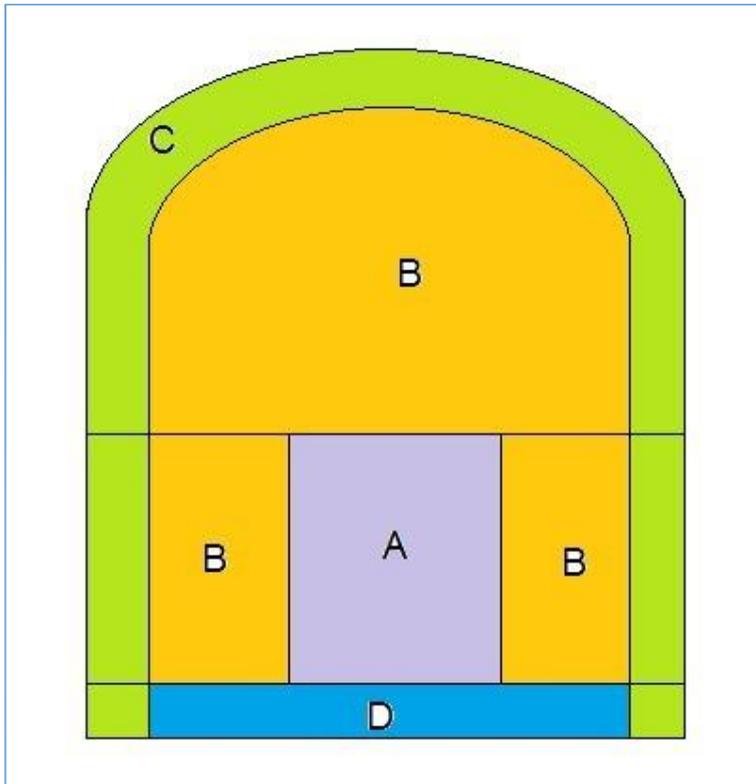
2.1.2.6. Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg

El modelo matemático de Roger Holmberg para el diseño de mallas de P&V es muy usado en minería subterránea mecanizada generalmente para Rampas, Cortadas, Galerías, etc. El objetivo es reducir la frecuencia de voladuras, evitar paradas en el ciclo de minería, lograr una mayor eficiencia de voladuras y cumplir con los requisitos de planificación mensual en relación a los medidores lineales de alimentación programados, superando así las pérdidas económicas con el mayor número de variables a mejorar. HOLMBERG, basándose en los resultados de la investigación

presentados por los investigadores LANGEFORS y KIHILSTROM (1963) y GUSTAFSSON (1973), propuso un modelo matemático para diseñar los cuadrantes de perforación y voladura para de la ingeniería subterránea. LILLY (1986-1992) también consideró los parámetros mecánicos de la roca y el suelo utilizados para calcular el factor de carga de voladura en su estudio de índice de volatilidad. Utilizando los parámetros geomecánicos de RMR BIENIAWSKI (1976) y el índice de resistencia geológica de HOEK y MARINOS (2000) para modificar su tabla de parámetros geomecánicos LILLY, que se denomina GSI, generó un nuevo cuadro para estos valores. Para facilitar el cálculo en labores mineras subterránea y los túneles, Holmberg divide la cara de trabajo en 5 parte (A, B, C, D, E) diferentes y estas partes son las siguientes:

- A: Sección Corte (Cut): se refiere al arranque o primer cuadrante.
- B: Sección Tajeo (Stoping Section): Se refiere al 2do, 3er, 4to, 5to y 6to cuadrante. C: Sección Alza (Stoping): Se refiere a los taladros de Ayuda de Corona
- D: Sección Contorno(Contour): Serefiere a lostaladros de Corona, Hastiales y Ayudade hastiales
- E: Sección Arrastre (Lifters): Se refiere a los taladros de arrastre. (Gomez, 2021, pp. 17-18).

Figura 5. Sectores del modelo matemático de Holmberg



Fuente: Luis Fernando Romero Ramirez y Edson Francisco Villanueva Pinto, 2022.

2.1.2.7. Cálculo de Voladuras

- **Avance por Disparo.** - El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “x” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

$$X = 0,95 \times L \dots\dots\dots\text{Ecu. 1.}$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión: (Loza, 2013, p. 17).

$$L = 0,15 + 34,10\phi_2 - 39,40\phi^2 \dots\dots\dots\text{Ecu. 2.}$$

Dónde: ϕ_2 = diámetro del taladro vacío (m)

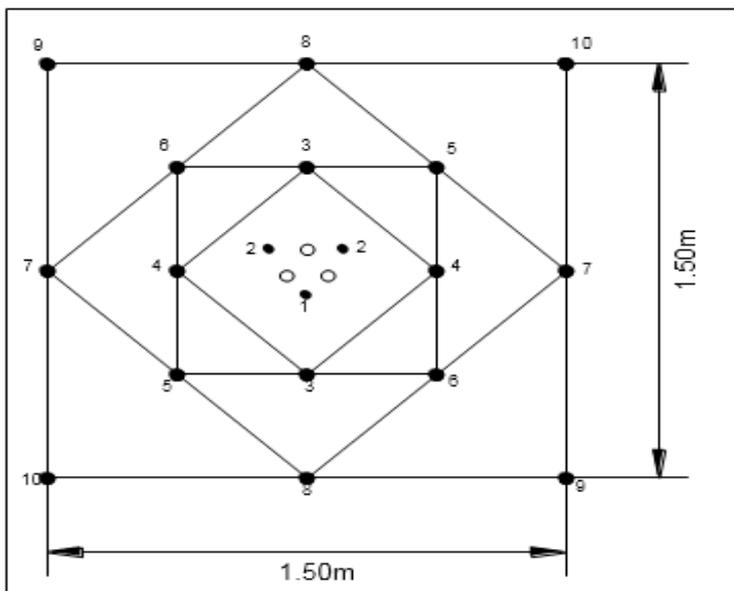
ademas:

$$\phi_2 = \phi'2 \times \sqrt{NB} \dots\dots\dots 3.$$

Dónde: $\phi'2$ = es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

- **Arranque de cuatro Secciones.** –En un arranque de cuatro secciones con taladros paralelos, la distancia entre el taladro central vacío y los de la primera sección debe ser $\leq 1.7\phi^2$ para fragmentación y salida óptimas de la roca (Langefors y Kihlstrom, 1963). La fragmentación se ve afectada por el explosivo, la roca y la distancia taladro-vacío.

Figura 6. Arranque de cuatro secciones



Fuente: Camilo Pedro Vidal Martinez y Ibett Gabriela Correa Ayala, 2017.

Para los burden mayores “2Ø2” el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a “Ø2”, pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de: (Loza, 2013, p. 5).

$$B_1 = 1,5 \phi_2 \quad \text{Ecu. 4.}$$

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de:

$$B_1 = 1,7\phi_2 - E_p = 1,7\phi_2 - (\alpha \cdot L + e) \dots \dots \dots \text{Ecu. 5.}$$

Dónde:

EP= Error de perforación (m).

α = Desviación angular (m/m).

L = Profundidad de los taladros (m).

e = Error de emboquille (m).

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55\phi_1 \left[\frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} \times \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{c}{0,4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}} \dots \dots \dots \text{Ec. 6.}$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m)

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m) B = Burden

C = Constante de roca

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “Ah” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “q1” el valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times C}} \dots\dots\dots \text{Ec. 7.}$$

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10 \phi_1 \dots\dots\dots \text{Ecu. 8.}$$

- **Arrastres.** - El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{C \times f(S/B)}} \dots\dots\dots \text{Ec. 9.}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

C = Constante de roca corregida

$$C = c + 0,05 \text{ para burden } \geq 1,4 \text{ m}$$

$$C = c + 0,07/B \text{ para burden } < 1,4 \text{ m}$$

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ γ ” que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de 3° , que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NÚMERO ENTERO DE } \left[\frac{AT + 2Lxsen\gamma}{B} + 2 \right] \text{ Ec. 10.}$$

Dónde:

AT = anchura de la labor (m). (Loza, 2013, pp. 17-27).

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S'A = SA - LxSen\gamma \dots\dots\dots \text{Ecu. 11.}$$

El burden práctico “BA” se obtiene a partir de:

$$BA = B - Lx LxSen\gamma - EP \dots\dots\dots Ecu. 12.$$

En la práctica, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición:

$$B \leq 0,6 L$$

- **Núcleo.** - El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamento/ burden, Tabla 3.

Tabla 3. Factores de fijación y relación.

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación “F”	Relación S/B
HACIA ARRIBA y HORIZONTALMENTE	1,45	1,25
HACIA ABAJO	1,20	1,25

Fuente: Manual P&V López Jimeno, Citado por Robert Antonio Loza Carazas, 2013.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

- **Contorno.** - En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con

lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores:

Factor de fijación $f = 1,2$

Relación S/B $S/B = 1,25$

Concentración de la carga de columna $q_c = 0,5 q_f$

Siendo q_f la concentración de carga de fondo.

En el caso que se tenga que realizar voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$S_c = K \phi_1 \dots\dots\dots Ec. 13.$$

Dónde:

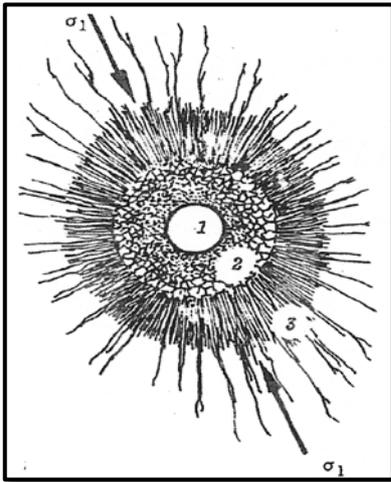
$K =$ constante [15,16]

$\phi_1 =$ diámetro de taladro (se expresa en metros).

2.1.2.8. Teoría para Calcular el Burden

El origen de esta investigación de diseño de mallas de perforación y voladura subterránea, surge en un análisis de área de influencia de un taladro, que se genera en la voladura. Es un modelo matemático para diseñar malla de perforación y voladura, calculando el área de influencia por taladro y fue desarrollada de la siguiente manera:

Figura 7. Área de influencia de un taladro después de la voladura.



Fuente: E. HOEK / E.T. BROWM, “Excavaciones subterráneas en roca”, citado por Robert Antonio Loza Carazas, 2013.

- En donde la zona 1; es el diámetro del taladro, la zona 2 es la zona pulverizada por el explosivo y la zona 3 es el área de influencia del taladro después de una voladura.
- En este caso la teoría calcula el espesor fracturado por el explosivo y que luego se encontrará el burden.
- Esta teoría es realizada con los criterios de resistencia de materiales, mecánica de rocas y parámetros del explosivo y perforación. (Loza, 2013, pp. 31-33).

2.1.2.9. Voladuras de contorno

Son aquéllas que se realizan para perfilar los contornos de la excavación, de forma que resulten superficies sanas, estables y regulares. Esta técnica consiste en delimitar la superficie de contorno mediante una serie de barrenos de diámetro normalmente inferior a

100 mm, perforados bastante próximos entre sí, poco cargados y que se disparan simultáneamente, es decir, con detonadores del mismo número. De esta manera se buscan que:

- Los relativamente bajos esfuerzos de compresión, generados con la detonación de estos barrenos poco cargados, produzcan el mínimo de agrietamiento en el macizo rocoso circundante.
- La coincidencia de ondas de compresión en la línea de separación entre barrenos genere unos esfuerzos de tracción perpendiculares a la superficie de contorno, que, superando la resistencia a la tracción de la roca, produzcan una fractura lo más limpia posible a lo largo de dicha superficie
- Para favorecer los dos efectos mencionados existen algunas medidas adicionales que, a veces, suelen adoptarse. Tales son:
- La intercalación de barrenos vacíos entre barrenos cargados, a fin de crear una línea de menor resistencia.
- El desacoplamiento (holgura) de las cargas dentro del barreno para crear así una cámara de aire que amortigüe la onda de compresión.

Existen dos variantes de la misma técnica en función de la detonación de los barrenos de contorno respecto de la voladura completa. Se dice que la voladura es de "recorte" cuando tiene lugar con posterioridad a la que produce el arranque del macizo a excavar

(destroza). Puede dispararse separadamente o, si se dispara conjuntamente con la destroza, con un cierto retardo respecto a ésta.

Si por el contrario se hubiesen disparado los barrenos de contorno con anterioridad a los de destroza, se estaría ante una voladura de "precorte", cuyo efecto sería la creación de una grieta que aislaría la roca a excavar del resto del macizo. Los barrenos de precorte normalmente se disparan separadamente de los de destroza (incluso con anterioridad a la perforación de éstos). Pero si hubieran de dispararse conjuntamente, el desfase de tiempo entre unos y otros no deberá ser inferior a los 200 mseg. Dependiendo, lógicamente, de la calidad de acabado que se quiera obtener, estas voladuras de contorno se diseñan con una separación entre barrenos que varía entre 16 y 18 veces el diámetro en el caso de las voladuras de recorte.

Las voladuras de precorte, al no disponer del esfuerzo de tracción adicional generado en la cara libre, requieren una separación menor. Normalmente entre 10 y 12 veces el diámetro. Si por alguna razón, por ejemplo el riesgo de vibraciones, hubiese que disparar los barrenos de contorno de una manera secuenciada, es decir con distinto número de retardo, los valores antes mencionados para la separación entre ellos pueden verse reducidos en un 40 ó 50%. La carga por metro lineal de barreno puede calcularse en función del diámetro del barreno mediante la expresión:

$$q = k \times D^2 \times 10^{-5}$$

donde:

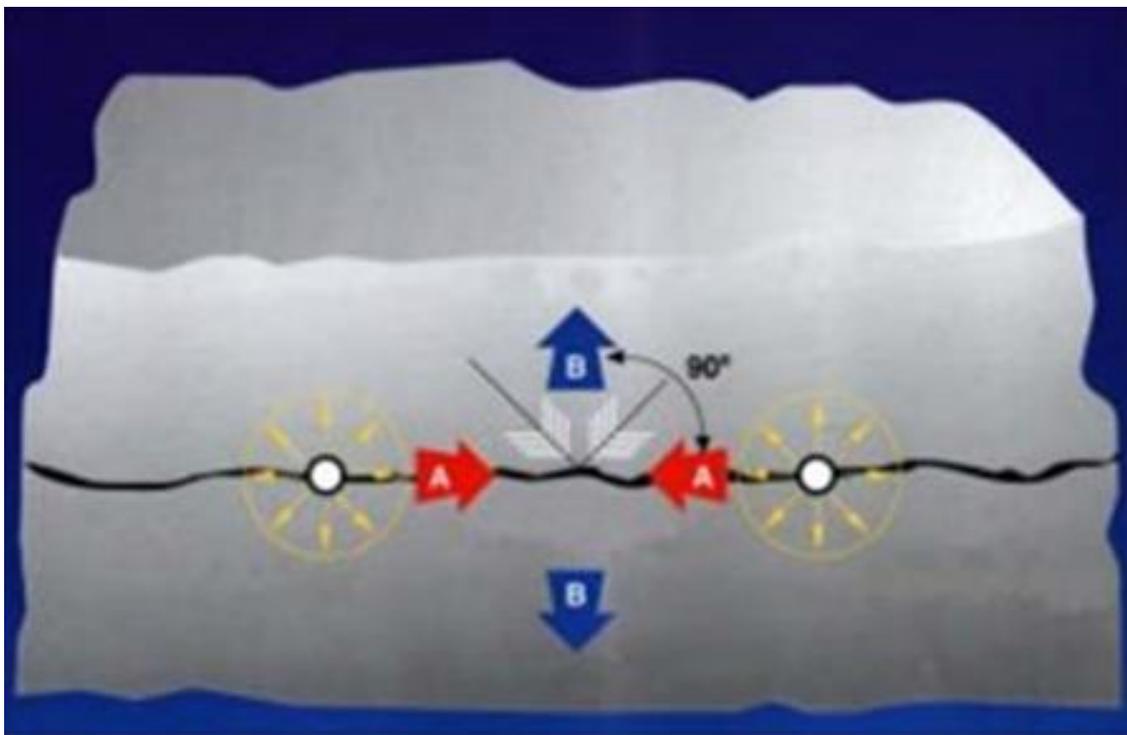
q = está expresada en kg/m y

D en mm. La constante.

k puede variar entre 8 y 10, según el tipo de roca y la separación entre barrenos. Como estos barrenos se perforan sin apenas sobreperforación, conviene también añadir una carga equivalente a " q ", pero concentrada en el fondo, que evite la formación de repiés.

La "piedra" en el caso de las voladuras de recorte, suele ser un 25% superior a la separación lateral entre barrenos. En los precortes laterales, la distancia entre los barrenos de precorte y la hilera más próxima de la destroza suele ser un 50% del espaciamiento entre barrenos en ésta. (Bernaola, Castilla & Herrera, pp.161-163).

Figura 8. Tensiones generadas al detonar barrenos adyacentes a la vez.



Fuente: José Bernaola Alonso, Jorge Castilla Gómez y Juan Herrera Herbert, 2013.

2.1.2.10. Voladuras en trabajos subterráneos

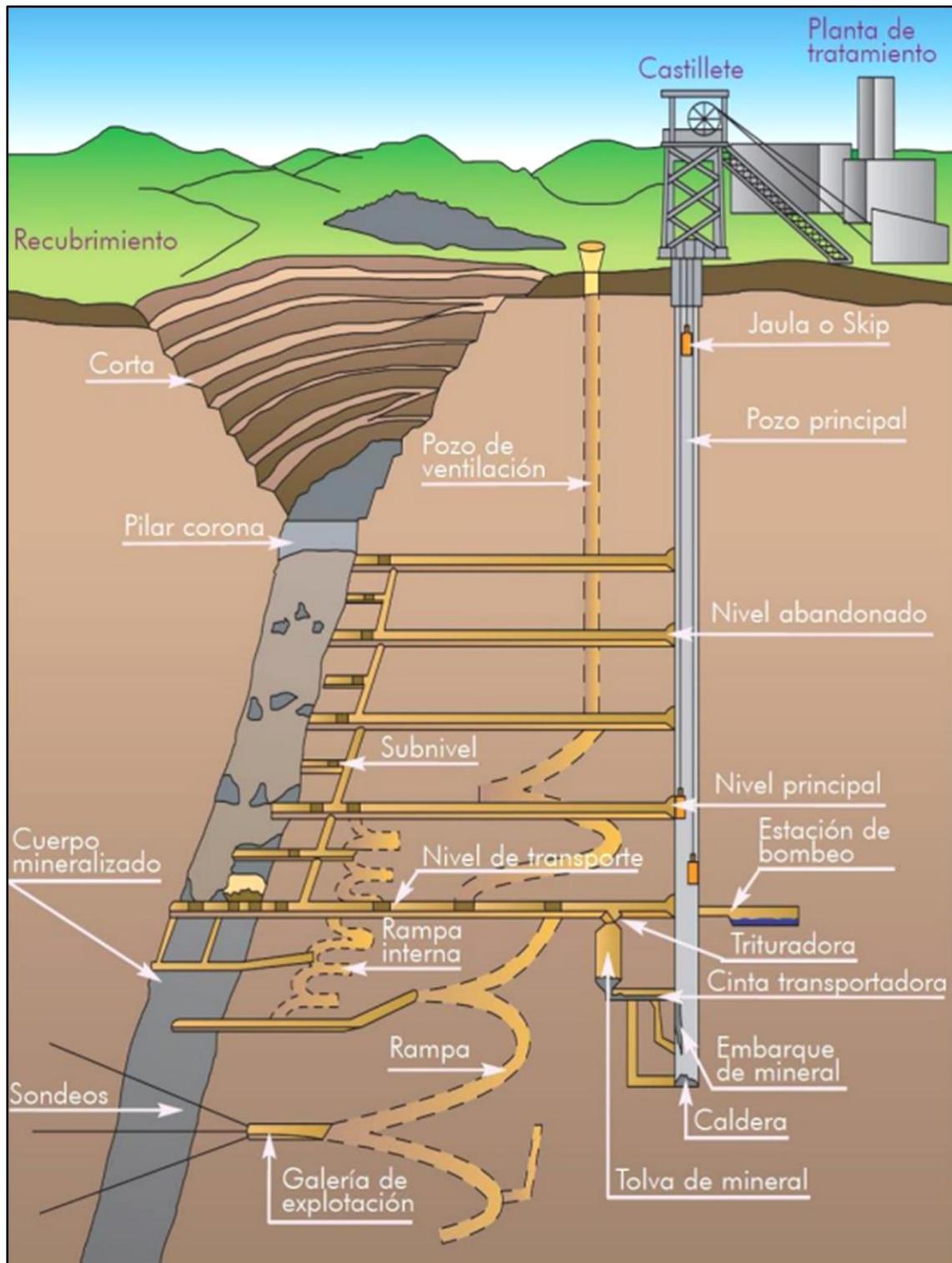
El éxito o fracaso de las voladuras en trabajos subterráneos depende directamente de la generación de caras libres. Esto significa que el arranque debe diseñarse cuidadosamente (Sección A). La disposición y secuencia del retardo de corte debe aumentar gradualmente la apertura hasta que el orificio auxiliar tenga una superficie libre adecuada. El tipo de corte se seleccionará en función del equipo de perforación disponible, el ancho del túnel y la distancia de avance requerida. En el corte en V, el recorrido está limitado por la anchura del túnel; este no es el caso de los arranques paralelos.

La metodología de cálculo de se explica detalladamente en el capítulo 4 “Diseño de Malla de Perforación”. (Gomez, 2021, p. 19).

2.1.2.11. Rampa

Son galerías inclinadas, que sirven de acceso desde la superficie a las labores subterráneas. Se diferencian de los túneles por su forma de Profundización. Pueden ser circulares, elípticas, zigzag, rectas. La pendiente para el tránsito de equipos es de 10 a 12%. Tienen como objetivo ganar longitud y altura se desarrolla fuera de la veta, sobre roca o material estéril como acceso de la superficie a interior mina o para unir dos o más labores horizontales o niveles subterráneos de diferentes cotas y usualmente están dirigidas hacia abajo. (Cuellar y Valverde, 2022, p. 28).

Figura 9. Rampas.



Fuente: [https://energia.gob.es/mineria/Seguridad/Guias/Gu%C3%ADas/Guia - control - geotecnico - minería - subterránea.pdf](https://energia.gob.es/mineria/Seguridad/Guias/Gu%C3%ADas/Guia%20control%20geotecnico%20miner%C3%ADa%20subterr%C3%A1nea.pdf)

2.1.2.12. Tipos de Rampas

- **Rampas en Forma de Y.** – No son muy usadas en la minería subterránea peruana y es aplicable dentro de pequeñas vetas o cuerpos de mineral. Consiste en hacer una rampa superior para acceso de materiales y otros servicios, en especial relleno; y otra rampa inferior donde se espera la descarga del mineral extraído de los tajeos. Estas rampas son de rápido desarrollo y poca preparación. (Cuellar y Valverde, 2022, p. 29).
- **Rampa en Forma de Espiral.** – Tiene dos niveles, se realiza dentro del yacimiento, en este circula todo el equipo motorizado, nos sirve como medio de transporte y llevar la secuencia de minado. En los extremos de esta rampa se hacen ventanas, para las operaciones de minado. Las gradientes para estas rampas deben ser entre 7% a 12% y no mayor porque sería esforzar mayor a los equipos, puesto que no podrían restituir fuerza al equipo por mantenerse la misma pendiente en toda la longitud de la rampa, de nivel a nivel. Una rampa en espiral puede dar malos resultados por:

- ✚ Poca visibilidad del operador de los equipos.
- ✚ Poca seguridad del personal y maquinaria.
- ✚ Aumento del desgaste de los equipos.

- ✚ Por estas razones tiene poca aplicación. Otra desventaja de estas rampas es su diseño y también los equipos dan problemas de dirección (desgaste).

La experiencia demuestra que una rampa en espiral puede emplearse de manera óptima solo hasta una diferencia de cota de 30 m entre los puntos extremos de la rampa-. (Cuellar y Valverde, 2022, p. 30).

- **Rampa en Forma Zig – Zag.** - Aplicado por la minería mecanizada (Trackless), construyen las rampas en forma de Zig-Zag, que tiene las siguientes características:

La Profundización por lo general empieza de la superficie a un costado de la zona mineralizada y la longitud de la rampa va a depender de la longitud de la veta y la profundización.

La rampa entra con una pendiente en promedio de 12% y llega a disminuir dicha pendiente en las curvas a 8%. (Cuellar y Valverde, 2022, p. 29).

2.1.3. Definición de Términos

- **Accesorios de voladura:** Según (Bernaola et al., 2013), Son dispositivos empleados para cebar cargas explosivas, proveer o transmitir una llama que inicie la explosión. (Vilca, 2021, p. 47).
- **Barra cónica:** Es una barra de acero larga hexagonal con un orificio perforado en el centro para proveer un trayecto de fluido, son rígidas

y pesadas y conducen energía con mayor eficacia (Bernaola et al., 2013)(Vilca, 2021, p. 46).

- **Burden:** Según (Holmberg, 1982) Es el trayecto entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden obedece esencialmente del diámetro de perforación, de las cualidades de la roca y las peculiaridades del explosivo a emplear. (Vilca, 2021, p. 45).
- **Cara libre o taladro de alivio:** Según (Holmberg, 1982) Consiste en que las ondas de compresión resultado de la voladura, se manifiesten contra ella, causando fuerzas de tensión que acceden a producir la fragmentación de la roca. (Vilca, 2021, p. 45).
- **Cebo:** Según (Bernaola et al., 2013), Denominado cebo o prima a un conjunto constituido por un cartucho de dinamita o emulsión, al que se le ha insertado un fulminante (asimismo cordón detonante o detonador de panel) que se utiliza para iniciar la detonación de la carga explosiva. (Vilca, 2021, p. 46).
- **Cordón detonante:** Según (Bernaola et al., 2013), Es un cordón redondeado y flexible que tiene un núcleo especial de alto poder explosivo, su velocidad de detonación es de 7000 m/s aproximadamente y su diámetro va de 3mm a 5mm. (Vilca, 2021, p. 47).
- **Cortes o arranques:** según (Altamirano, 2014), Es la abertura que se forma primero en un frente, mediante algunos taladros que ocupan

generalmente la parte central del trazo, que tienen una disposición especial y son los que hacen explosión primero. (Vilca, 2021, p. 44).

- **Corte quemado:** Según (Holmberg, 1982), Se entiende como un grupo de taladros de homogéneo diámetro perforados cercanamente entre sí con diferentes trazos o aspecto de distribución. (Vilca, 2021, p. 44).
- **Espaciamiento:** Según (Quezada, 2017) Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área en una malla de perforación. (Vilca, 2021, p. 44).
- **Explosivos:** Según (Bernaola et al., 2013), Es aquella sustancia que por una razón externa (rose, calor, percusión, etc.) se convierte en gases liberando calor, presión o radiación en un tiempo muy reducido. Los explosivos utilizados para realizar la voladura en Mina Marsa son: Exadit (45%), Semexa (65%) y gelatina75%.(Vilca, 2021, p. 47).
- **Factor de Carga:** Según (Holmberg, 1982), Es la cantidad de kilogramos de explosivo aplicado para romper un metro cúbico de material (Vilca, 2021, p. 45).
- **Factor de Potencia:** Según (Holmberg, 1982), Es la cantidad de kilogramos de explosivo aplicado para romper una tonelada de material. (Vilca, 2021, p. 45).
- **Herramientas:** Según (Bernaola et al., 2013), Son instrumentos que posibilitan realizar los trabajos en interior mina, tales como, mangas

de ventilación, barretillas, atacador, soplete, palana, picos, etc. (Vilca, 2021, p. 47).

- **Igntacord:** Según (Bernaola et al., 2013), Es un cordón incendiario que arde a una velocidad similar con una vigorosa flama exterior. Presenta un diámetro muy pequeño, 1.5mm y consiste de un núcleo de termita en polvo (composición que genera elevadas temperaturas) revestido de entorchados textiles. (Vilca, 2021, p. 48).
- **Labores permanentes:** Según (Quezada, 2017), Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la Profundización de diversas instalaciones. (Vilca, 2021, p. 45).
- **Macizo rocoso:** Según (Bernaola et al., 2013). Es la acumulación de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades. (Vilca, 2021, p. 45).
- **Perforación:** Según (Ojeda, 2008) , Es la primera acción en el desarrollo de una voladura. Su objetivo es el de abrir en la roca huecos cilíndricos consignados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, llamados taladros. (Vilca, 2021, p. 44).
- **Rendimiento:** Según (Holmberg, 1982), El concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente

adquirido por cada elemento que realiza la actividad, donde la palabra elemento puede mencionar a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización. (Vilca, 2021, p. 44).

- **Perforadora RNP-250X:** Según (Bernaola et al., 2013), La Perforadora Jackleg con barra de avance, puede ser empleada para realizar taladros horizontales e inclinados, se emplea principalmente para la Profundización de galerías, subniveles, cruceros, ventanas y rampas; se utiliza una barra de avance para sostener la perforadora y proporcionar comodidad de perforación al perforista. (Vilca, 2021, p. 46).
- **Taco:** Es el relleno de la porción superior del taladro con material estéril. Su misión es la de retener los gases resultados de la explosión, durante fracciones de segundo suficientes para impedir que los gases salgan por la boca del taladro. (Vilca, 2021, p. 45).
- **Voladura:** Según (Ojeda, 2008), es la fase de fracturar o fragmentar la roca por medio del empleo de explosivos. Se ejecuta de manera controlada o no controlada dependiendo de la calidad del macizo rocoso. (Vilca, 2021, p. 43).
- **Voladura Controlada:** Según (Ojeda, 2008), Se trata del empleo de cargas explosivas lineales e reducida energía ubicadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma sincronizada. (Vilca, 2021, p. 44).

- **Voladura secundaria:** Según (Ojeda, 2008), se entiende como tal a la técnica que tiene como objetivo principal la disminución de macizos rocosos grandes, sean estos naturales o procedentes de una voladura primaria, a porciones de menor tamaño mucho más convenientes y manipulables. (Vilca, 2021, p. 44).

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1. El Problema

La empresa minera Lincuna tiene por menester de asegurar la continuidad de sus operaciones en la mina Caridad para ello está profundizando la Rampa 046 , para acceder a las reservas explotables y de esta manera garantizar la producción de manera sostenida y para el futuro, para afianzar el incremento de la vida operativa de la mina, además de mejorar la producción, y de esta manera elevar el valor económico de la mina, pero cuando se realiza la perforación y voladura en la Rampa 046, se nota una serie de fallas como el no cumplimiento del avance lineal programada, la mala granulometría y la sobre rotura, que encarecen los costos de Profundización de la Rampa es por ello que es muy importante realizar el rediseño de la malla de perforación y voladura de rocas en base al diseño de Roger Holmberg para estandarizar las mallas para obtener una sección uniforme de 4 m. x 4 m. y de esta manera contribuir con la optimización de las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas.

3.1.1. Descripción de la realidad problemática

La necesidad de acceder a reservas probadas en la mina caridad hace que se vea en la imperiosa necesidad de seguir profundizando la Rampa 046, por la falta de profundización de la mina, que permita explotar minerales polimetálicos, que están debajo de este nivel, para contribuir con el incremento de la producción de toda la empresa Lincuna, programada para el año 2023. Es sabido que la P&V por ser actividades rutinarias y diarias, se emplea la malla de perforación y voladura de acuerdo con las características

mecánicas, físicas y químicas del macizo rocoso, con este trabajo de investigación se busca diseñar una malla de perforación utilizando la metodología de Roger Holmberg, dichos cálculos se realizarán acorde a la zona de excavación subterránea considerando reducir los problemas relacionados a la mala voladura que en la práctica busca minimizar el consumo de explosivos con la finalidad de no dañar el macizo rocoso. Una voladura buena no causa mucho daño a las paredes y techo de la labor, además de evitar la sobre excavación, la mala granulometría, etc. Para maximizar las ganancias de la empresa minera.

3.1.2. Planteamiento y Formulación del Problema

3.1.2.1. Formulación del problema General

¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg reducirá daños en la profundización de la Rampa 046 mina Caridad – 2023?

3.1.2.2. Formulación de problemas específicos

1. ¿Cómo es la caracterización del macizo rocoso que determine los parámetros y variables para la aplicación del modelo matemático de Holmberg, para mejorar la malla de perforación y voladura?
2. ¿De qué manera la aplicación del modelo matemático de Holmberg optimizará la voladura en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad?

3. ¿Cuánto será la reducción del Factor de avance y del Factor de carga, en la Profundización de la Rampa 046 mina Caridad?

3.1.3. Objetivos de la investigación

3.1.3.1. Objetivo General

Diseñar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la profundización de la Rampa 046, mina Caridad – 2023.

3.1.3.2. Objetivos Específicos

1. Caracterizar el macizo rocoso para determinar los parámetros y variables para la aplicación del modelo matemático de Holmberg, para mejorar la malla de perforación y voladura.
2. Aplicación del modelo matemático de Holmberg para mejorar la voladura en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad.
3. Calcular el Factor de avance y el Factor de carga, en la profundización de la Rampa 046, mina Caridad.

3.1.4. Justificación e importancia

El trabajo de investigación demuestra que es muy pertinente porque en las operaciones unitarias de P&V, en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad, se presentan muchos defectos que en la práctica producen

pérdidas económicas por el encarecimiento de la Profundización hecho que se atribuye al mal esquema de perforación es por ello es primordial que sea rediseñado la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la Profundización de la Rampa, lo traerá consigo la estandarización de las mallas de acuerdo al tipo de roca, optimizando de esta manera la operación constructiva.

Es importante porque con el proceso de optimización de la P&V, se producirá ahorros considerables y se llegará a cumplir con las metas proyectadas por el departamento de ingeniería mina.

3.1.5. Alcances

La intención de la investigación es Re diseñar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad, también servirá a futuros ingenios de minas como guía para el diseño de las voladuras en Rampas.

3.1.6. Delimitación de la Investigación

El estudio se cumplirá en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad en los meses de octubre, noviembre y diciembre del año 2022.

3.1.7. Limitación de la Investigación

Para la ejecución de la tesis se presentaron muchas dificultades siendo el principal el recurso económico y el tiempo de la investigación que son muy escasos, la falta de estudios técnicos realizados por la empresa al respecto

porque están abocados, en el elevar la producción a nivel de toda la empresa Lincuna S.A.

3.2. Hipótesis

Hipótesis General

El diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg reducirá daños en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad, en el año 2023.

Hipótesis Específicas

1. Se caracteriza el macizo rocoso que determina los parámetros y variables para la aplicación del modelo matemático de Holmberg, para mejorar la malla de perforación y voladura.
2. Se aplica el modelo matemático de Holmberg que mejora la voladura en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad.
3. Se calcula el Factor de avance y el Factor de carga.

3.3. Variables

Variable Independiente (x)

Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg.

Variable dependiente (y)

Reducción de daños en la profundización de la Rampa 046 de la mina Caridad, en el año 2023.

3.3.1. Operacionalización de variables

Tabla 4. Operacionalización de variables.

Tipo de variable	Nombre de la variable	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente	Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg.	Perforación y voladura.	<ul style="list-style-type: none">• Calidad del macizo rocoso. (RQD, RMR, Q).• Cantidad de taladros (Taladros de producción y taladros de alivio).• Calculo de tipo de arranque• Calculo del esparcimiento y el burden.• Sección de la Rampa.• Longitud de perforación total por frente.
Variable dependiente	Reducción de daños en la profundización de la Rampa 046 de la mina Caridad, en el año 2023.	Reducción.	<ul style="list-style-type: none">• Factor de Avance (Kg/m).• Factor de carga (kg/m³)• Consumo de explosivos (Kg / m³).• Sobrerotura.• % Fragmentación.• Costo por tonelada rota

Fuente: Elaboración propia.

3.4. Diseño de la investigación

3.4.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación es **Aplicada**, ya que se buscar solucionar los problemas presentados después de cada voladura con el diseño de la malla

de P&V con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la profundización de la Rampa 046 de la mina Caridad en el año 2023.

3.4.2. Nivel de la investigación

La investigación es del nivel descriptiva, ya que se encarga de puntualizar los parámetros técnicos presentes en el diseño de la malla de perforación con el modelo matemático de Roger Holmberg.

3.4.3. Método

En toda la investigación se usará el método científico, por su carácter didáctico y explícito para la ingeniería de minas.

3.4.4. Diseño de investigación

El diseño de investigación será **No experimental**, porque no se manipulará ninguna variable y **será de corte Transversal**.

3.4.5. Población y muestra

Población

El universo lo constituyen todas las Rampas que se están construyendo en la mina Caridad en el año 2023.

Muestra

La muestra lo constituye la Rampa 046, de la mina Caridad.

3.4.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Recopilación información: sobre los valores de compresión del macizo rocoso en la Rampa 046, para el desarrollo del modelo matemático de Holmberg para el diseño de la malla de perforación y voladura de rocas.

Técnicas: La técnica a utilizar describe al macizo rocoso mediante sus aspectos geotécnicos in situ con la valoración RMR y GSI donde se analizará la estabilidad de la mina a través de estudios numéricos. En la mina Caridad se utilizó la observación en campo para determinar los valores para el estudio geológico donde se utilizaron herramientas como el martillo Smith para determinar los valores de compresión de la roca.

El Martillo Smith: Se usa para medir el índice de rebote en núcleos de roca y muestras. Los núcleos de roca se colocan horizontalmente y el índice de rebote se obtiene del promedio de varias mediciones realizadas perpendicularmente al eje longitudinal, utilizando la cuna de roca. Según la información brindada por el propietario, la compresión de la roca en la concesión minera Nueva Esperanza va entre el rango de 25 a 50 MPa.

El flexómetro: Se utilizó para medir los espaciamientos, medir las distancias entre discontinuidades, y para calcular el RQD así como la cantidad de discontinuidades. (Romero y Villanueva, 2022, pp. 35-36).

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos

La profundización mecanizada de la rampa 046 en la mina Caridad presenta diversas deficiencias debido al incumplimiento de la malla de perforación y voladura (P&V) por parte del operador del equipo Jumbo. No se verifica in situ el tipo de roca, sino que se aplica el mismo esquema de malla para todos los casos, lo que resulta en voladuras subóptimas y una granulometría inadecuada. Como resultado, se generan bancos que requieren voladuras secundarias, lo que retrasa la extracción del material detonado. Además, el avance no cumple con las expectativas y se observan secciones irregulares debido a la sobre excavación. Por lo tanto, es necesario realizar un rediseño de la malla de perforación y voladura utilizando el modelo matemático desarrollado por Roger Holmberg para reducir los daños en la profundización de la rampa.

La rampa 046, también conocida como RP-046, es una rampa en espiral que se inició como una alternativa de profundización en la mina Caridad. Posee las siguientes características...

- Sección: 4,00 m. por 4,00 m.
- Gradiente negativa o positiva con pendiente máxima de 12 % en las rectas.
- Sobre excavación permisible 10% (en alto y/o ancho), en curvas.
- Gradiente máximo en curvas es de 8 %.

- Radio de curvatura mínimo es de 25.00 m.
- Peralte de 0.5%
- Ancho en curvatura adicional de 0.50 m

Ventajas y Desventajas:

Ventajas:

- Mayor visibilidad que facilita el desplazamiento de maquinaria, personales y materiales.
- Mayor seguridad en el transporte de personal y equipos.
- Mayor tonelaje de extracción.

Desventajas:

- El tiempo de profundización es más elevado en comparación con el de un pique para la profundización.
- El costo de profundización es más elevado en comparación con el de un pique para la profundización.

4.2. Caracterización del macizo rocoso de la Rampa 046 de la mina Caridad

El macizo rocoso de la Rampa 046 de la mina Caridad se caracteriza por su composición principalmente de roca ígnea, dominada por andesitas de edad cretácica. Presenta una estructura geológica compleja con numerosas fracturas y fallas, lo que influye en la estabilidad de las excavaciones subterráneas. La mineralización es principalmente plata – plomo – zinc – cobre, con galena argentífera, esfalerita,

calcopirita, jamesonita, tetraedrita, etc. En minerales de ganga se tiene el cuarzo, sílice, pirita, arsenopirita, calcita. se encuentra diseminada en venas y vetas dentro de estas rocas, lo que hace que su extracción sea técnica y geológicamente desafiante. Además, la intensa presión geotérmica en esta zona agrega dificultades adicionales para la extracción de minerales.

4.2.1. Distribución de discontinuidades

En el mapeo geomecánico, se recopilaron datos sobre el tipo de discontinuidad y la orientación de estas discontinuidades, conocidas como diaclasas. Estos datos se analizaron utilizando la técnica de proyección estereográfica equiangular con el software "DIPS, versión 6.008 de Rocscience Inc.2013". Los resultados de este análisis se presentan en la tabla 2 y las figuras 10, mostrando la distribución espacial de las diaclasas y fallas en diferentes áreas de interés, como el techo de la mina, la estructura mineralizada y el piso de la mina. La tabla 5 resume los resultados promedio de la distribución espacial de las diaclasas en cada uno de estos dominios lito-estructurales. (Compañía minera Lincuna S.A., 2021).

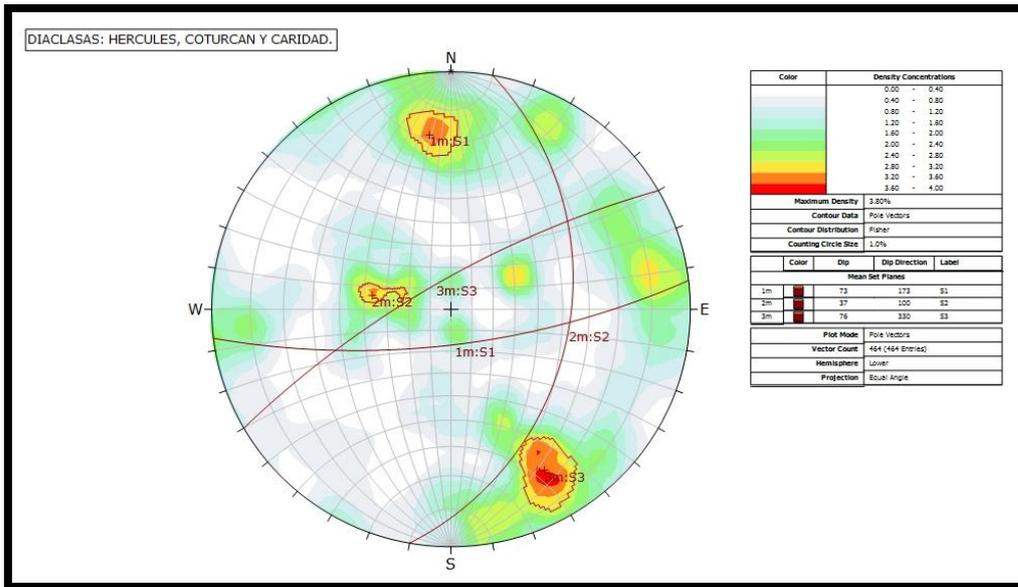
Tabla 5. Principales sistemas de diaclasas.

Zona	Dominio Estructural	Sistema de discontinuidad estructural	
		Sistema 1	Sistema 2
CARIDAD	Caja techo, caja piso y estructura	329 / 69	179 / 67

Fuente: Compañía minera Lincuna S.A. Estudio geo mecánico, 2021.

Nota: el sistema de discontinuidad estructural se denota como “dirección de Buzamiento/Buzamiento.

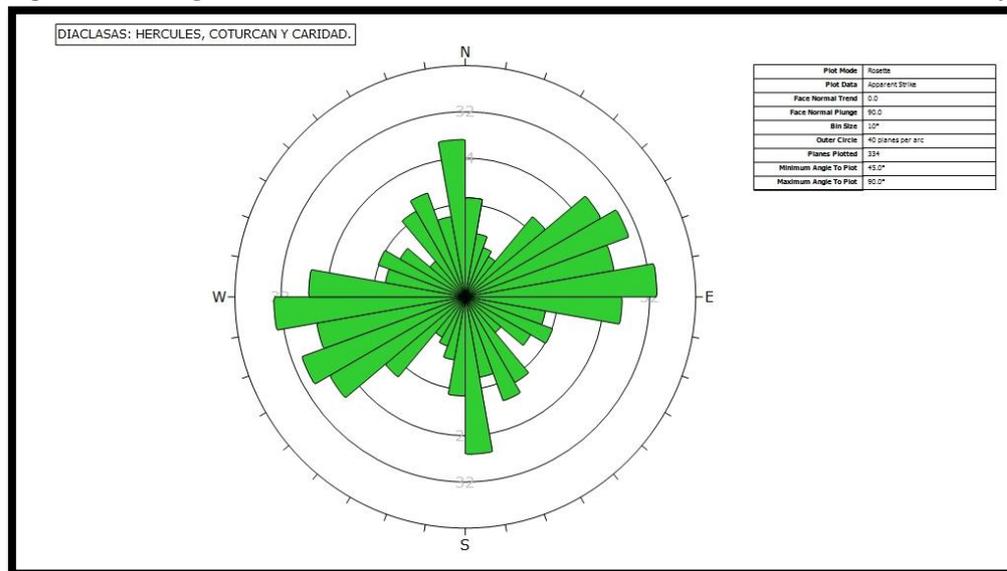
Figura 10. Sistemas de diaclasas de la mina Caridad.



Fuente: Compañía minera Lincuna S.A. Estudio geo mecánico, 2021.

La figura 11 muestran diagramas de rosetas que representan datos de diaclasas y fallas en diferentes zonas lito-estructurales de la mina Caridad.

Figura 11. Diagrama de rosetas - Sistemas de diaclasas Hercules, Coturcan y Caridad.



Fuente: Compañía minera Lincuna S.A. Estudio geo mecánico, 2021.

4.2.2. Clasificación del macizo rocosa

El estudio de clasificación geomecánica en este trabajo implica el análisis de datos geomecánicos utilizando el sistema RMR89 modificado por Bieniawski de 1989. Se determinó la resistencia de la roca mediante pruebas con martillo de rebote y picota de geólogo, y se calculó el índice de calidad de roca (RQD) mediante el registro de discontinuidades. También se evaluó la rugosidad de las juntas y la resistencia de las paredes de las discontinuidades para analizar la estabilidad de la masa rocosa. (Compañía minera Lincuna S.A., 2021).

Tabla 6. Criterio de valoración "RMR89 de Bieniawski, modificado por Romana, 2000".

TIPO DE ROCA	RANGO DE VALORACIÓN "RMR"	CLASIFICACIÓN "RMR" DE LA MASA ROCOSA
II A	71 - 80	BUENA A
II B	61 - 70	BUENA B
III A	51 - 60	REGULAR A
III B	41 - 50	REGULAR B
IV A	31 - 40	MALA A
IV B	21 - 30	MALA B
V	< 20	MUY MALA

Nota: Clasificación "RMR", modificada según la Romana 2000.

Fuente: Compañía minera Lincuna S.A. Estudio geo mecánico, 2021.

Este estudio de clasificación geomecánica utiliza el sistema RMR89 modificado por Bieniawski para analizar datos geomecánicos. Se evaluó la resistencia de la roca con pruebas de martillo de rebote y picota de geólogo, y se calculó el índice de calidad de la roca (RQD) a través del registro de discontinuidades. Además, se consideró la rugosidad de las juntas y la resistencia de las paredes de las discontinuidades para evaluar la estabilidad de la masa rocosa. (Compañía minera Lincuna S.A., 2021).

Tabla 7. Clasificación geomecánica RMR89.

CARIDAD	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos "andesíticos y dacíticos" bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea a grisácea con clastos angulosos a subredondeados de textura porfirítica, además de clastos angulosos de tobas. Se expone en toda la extensión del contacto "falla - caja techo de la estructura mineralizada" disminuye la calidad de masa rocosa e incrementa el grado de fracturamiento.	75	70	BUENA A
		Techo 2		65	60	BUENA B
		Techo 3		55	50	REGULAR A
		Techo 4		45	40	REGULAR B
		Techo 5		35	30	MALA A
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por el emplazamiento de flujos mineralizantes constituidos por "sulfitos primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Con marcada presencia de alteraciones en su estructura mineralizada, visiblemente asociado a procesos hidrotermales especialmente hacia el contacto "falla" con las rocas de la caja piso, donde también se incrementa el grado de fracturamiento.	65	60	BUENA B
		Estructura 2		55	50	REGULAR A
		Estructura 3		45	40	REGULAR B
		Estructura 4		35	30	MALA A
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea grisácea, con clastos angulosos a subredondeados andesíticos de textura porfiríticas, además de clastos angulosos de tobas.	65	60	BUENA B
		Piso 2		55	50	REGULAR A
		Piso 3		45	40	REGULAR B
	Falla	Falla piso	Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.	15	10	MUY MALA
Nota: "Estimaciones realizadas según criterios empíricos como resultados de apreciaciones cualitativas cuantitativas durante los trabajos de mapeo geomecánico.						

Fuente: Compañía minera Lincuna S.A. Estudio geomecánico 2021, 2021.

4.2.3. Dominio estructural de la rampa 046

El dominio estructural de la rampa 046; (RMR: 75-35) consiste en flujos lávicos y niveles piroclásticos de composición andesítica con texturas porfíricas que varían en tonos de violáceo a grisáceo. Es estructuralmente fracturado, especialmente cerca de una falla, donde muestra una mayor fracturación. Su resistencia a la compresión oscila entre 115 y 60 Mpa. Las discontinuidades estructurales tienen un espaciamiento promedio de 0.6 a 0.2 metros, con aperturas que varían entre 1.0 y 0.1 mm. Estas discontinuidades tienen superficies rugosas o ligeramente rugosas y pueden contener rellenos duros (como cuarzo y sulfuros) o rellenos suaves (como óxidos y carbonatos). Las paredes de las discontinuidades están en buen estado o ligeramente alteradas. En su mayoría, este dominio es seco, pero puede haber áreas con humedad. (Compañía minera Lincuna S.A., 2021).

4.2.4. Hidrología

La microcuenca Hércules se ubica en el departamento de Ancash, provincia y distrito de Aija, hidrográficamente pertenece a la cuenca del río Huarmey, posee un área de 3.94 km² y un perímetro total de 9.4 km. La temperatura media del área varía entre 8.8 y 10.8°C, mientras que la evapotranspiración varía entre 45.5 y 61.8 mm. Se estimó las precipitaciones totales anuales y mensuales para las microcuencas en estudio, por el método de las isoyetas para años promedios, húmedas y secos. Dichas precipitaciones vanean entre 0.40 y 126.40 mm para años promedio, 0.41 y 164.90 mm para años húmedo y entre 0.39 y 101.8 mm para años secos. Se generó los caudales medios en el área de estudio mediante el Método de Lutz, este modelo

hidrológico combinado cuenta con una estructura determinística para el cálculo de los caudales mensuales para el año promedio (Balance hídrico – Modelo determinístico); y una estructura estocástica para la generación de series extendidas de caudal (Proceso markoviano – Modelo estocástico). Los caudales máximos se calcularon para un periodo de 10 años de retorno se tiene un caudal de 3.8 m³/s, para 25 años es de 9.1, para 50 años es de 11 m³/s, mientras que para 100, 200 y 500 años de retorno, el caudal calculado es de 13, 15 y 17.7 m³/s, respectivamente. (Compañía minera Lincuna S.A., 2021).

4.2.5. Hidrogeología

La falta de agua subterránea en la mina Caridad impide la creación de curvas equipotenciales o hidroisohipsas, lo que indica que el medio no está saturado, como se observa en los diferentes niveles de las minas. Las rocas volcánicas están cubiertas por depósitos fluvio-glaciares y morrénicos con espesores de aproximadamente 1 a 5 metros. La recarga de los acuíferos efímeros depende de la intensidad de las precipitaciones, estimándose en 43 mm/año. Estas condiciones se encuentran a altitudes superiores a los 4500 metros en la zona este de la microcuenca Hércules. El acuífero es libre, con una conductividad eléctrica que varía entre 0.39 y 6.59 m/día, y el rendimiento específico oscila entre el 2% y el 4%. (Compañía minera Lincuna S.A., 2021).

4.3. Malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg

La malla de perforación y voladura es esencial en minería. El modelo matemático de Holmberg, optimiza voladuras considerando la fragmentación de rocas y el tamaño deseado de fragmentos. Utiliza energía, distancia entre perforaciones y

geometría de la malla para calcular tamaños de fragmentos, mejorando la planificación de voladuras en minería para eficiencia y seguridad.

4.3.1. El modelo matemático de Holmberg

Luego de aplicar el modelo matemático de Holmberg, se concluyo que se tiene un diseño de 37 taladros de los cuales 33 son de producción y 4 son de alivio.

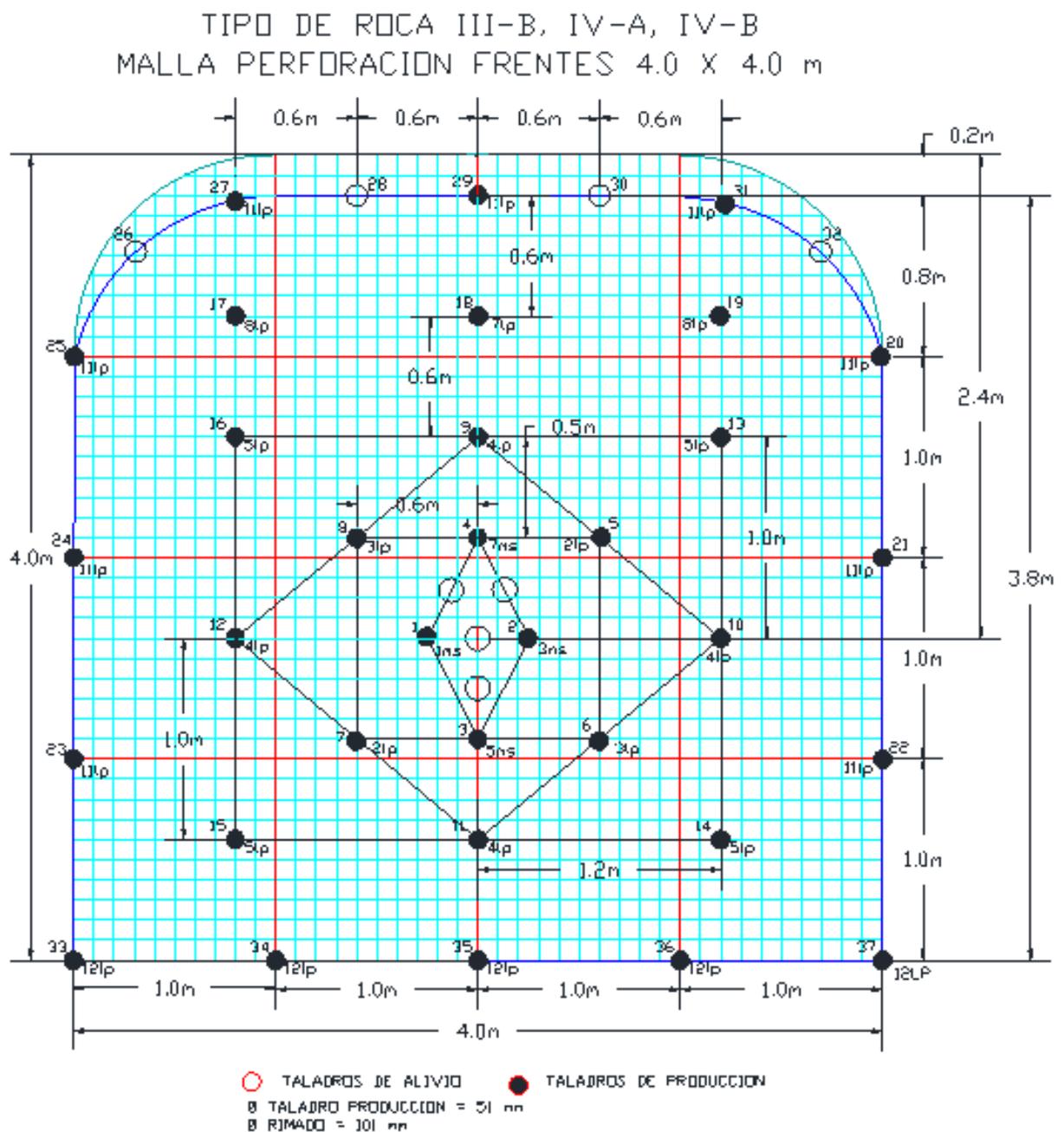
Tabla 8. Diseño de Carga en el frente de 4 m. x 4m.

TAL	UBICACIÓN	L, TAL	CARGA FONDO	CANT	FANEL N°	KG, ANFO	LONG, CARGA	LONG, VACIO
1	Arranque	4,00	Emulnor 3000	1	1ms	4,58	3,60	0,40
2	Arranque	4,00	Emulnor 3000	1	3ms	4,58	3,60	0,40
3	Arranque	4,00	Emulnor 3000	1	5ms	4,58	3,60	0,40
4	Arranque	4,00	Emulnor 3000	1	7ms	4,58	3,60	0,40
5	I Corte	4,00	Emulnor 3000	1	2lp	4,07	3,20	0,80
6	I Corte	4,00	Emulnor 3000	1	3lp	4,07	3,20	0,80
7	I Corte	4,00	Emulnor 3000	1	2lp	4,07	3,20	0,80
8	I Corte	4,00	Emulnor 3000	1	3lp	4,07	3,20	0,80
9	II Corte	4,00	Emulnor 3000	1	4lp	3,81	3,00	1,00
10	II Corte	4,00	Emulnor 3000	1	4lp	3,81	3,00	1,00
11	II Corte	4,00	Emulnor 3000	1	4lp	3,81	3,00	1,00
12	II Corte	4,00	Emulnor 3000	1	4lp	3,81	3,00	1,00
13	III Corte	4,00	Emulnor 3000	1	5lp	3,81	3,00	1,00
14	III Corte	4,00	Emulnor 3000	1	5lp	3,81	3,00	1,00
15	III Corte	4,00	Emulnor 3000	1	5lp	3,81	3,00	1,00
16	III Corte	4,00	Emulnor 3000	1	5lp	3,81	3,00	1,00
17	IV Corte	4,00	Emulnor 3000	1	8lp	3,81	3,00	1,00
18	IV Corte	4,00	Emulnor 3000	1	7lp	3,81	3,00	1,00
19	IV Corte	4,00	Emulnor 3000	1	8lp	3,81	3,00	1,00
20	Hastial	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	3,18	2,50	1,50
21	Hastial	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	3,18	2,50	1,50
22	Hastial	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	3,18	2,50	1,50
23	Hastial	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	3,18	2,50	1,50
24	Hastial	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	3,18	2,50	1,50
25	Hastial	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	3,18	2,50	1,50
26	Alivio							
27	Alzas	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	0,76	0,60	3,40
28	Alivio							
29	Alzas	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	0,76	0,60	3,40
30	Alivio							
31	Alzas	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	0,76	0,60	3,40
32	Alivio							
33	Arrastre	4,00	Emulnor 3000	1	12lp	4,83	3,80	0,20
34	Arrastre	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	0,76	0,60	3,40

35	Arrastre	4,00	Emulnor 3000	1	12lp	4,83	3,80	0,20
36	Arrastre	4,00	Emulnor 3000	1	11lp	0,76	0,60	3,40
37	Arrastre	4,00	Emulnor 3000	1	12lp	4,83	3,80	0,20
Metros perforados (m)				132,00	Avance proyectado (m)			3,46
Pies perforados (pies)				0,00	Factor de avance (m/ Gd - 12 horas)			3,41
Emulsión 3000 de 1/4"x8" (cant, unid,)				33	Factor de carga (kg/m3)			2,19
ANFO (Kg)				113,88	Pentacord (m)			16,00
Total explosivo (Kg)				119,82	Guías, fulminantes (pies)			12,10

Fuente: Elaboración Propia.

Figura 12. Estándar de la malla de perforación.



Fuente: Elaboración Propia.

4.4. Cálculo del Factor de avance y el Factor de carga

4.4.1. Factor de avance

El factor de avance en minería subterránea es una medida crucial utilizada para evaluar con precisión la productividad y la eficiencia de un proyecto minero subterráneo. Este indicador fundamental se refiere al ritmo o la velocidad con la que avanzan los trabajos de construcción de túneles, galerías y otras excavaciones subterráneas en una mina. La fórmula general empleada para calcular el factor de avance en minería subterránea es esencial para determinar la eficacia del proceso. Esta fórmula es:

Factor de Avance = Longitud Excavada (m.) / Tiempo por guardia (12 hrs).

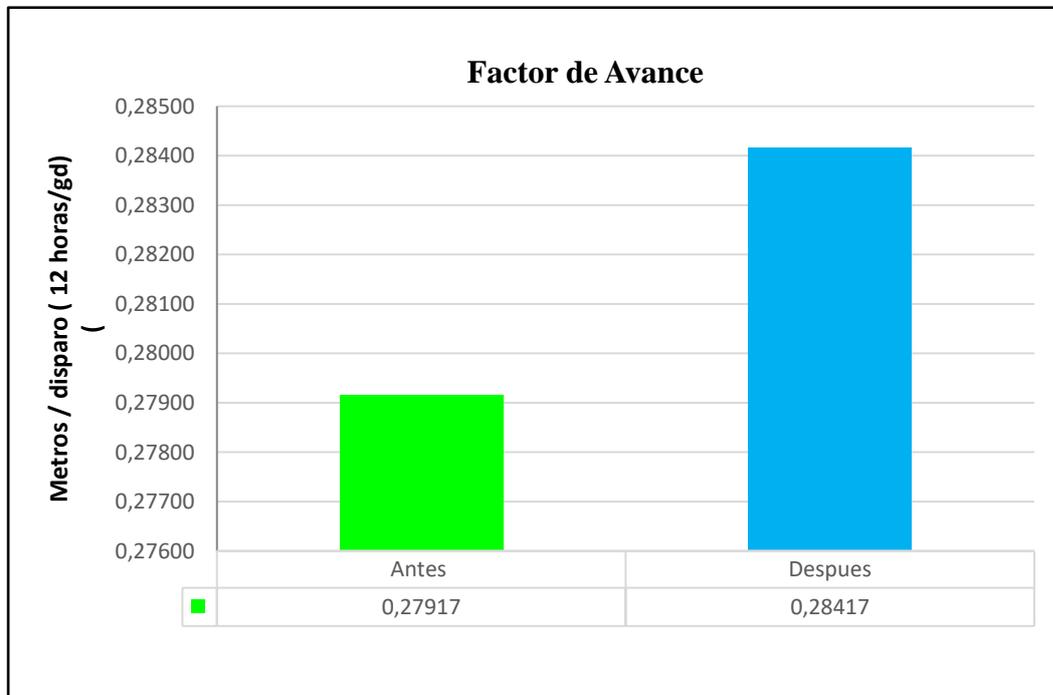
Un factor de avance eficiente en minería subterránea indica que el proyecto está progresando de manera constante y que se están utilizando de manera efectiva los recursos y la mano de obra disponibles. Por otro lado, un factor de avance más lento puede indicar problemas de planificación, problemas técnicos o limitaciones en la operación minera.

Es esencial calcular y monitorear el factor de avance de manera regular para tomar decisiones informadas y ajustar estrategias en la minería subterránea, asegurando así la optimización de la producción y la seguridad de los trabajadores.

Para calcular el factor de avance por disparo, en la rampa 046 de la mina Caridad, se realiza un disparo por guardia de 12 horas, se tienen los siguientes datos: el avance programado fue de 3,48 metros y antes del rediseño de la

malla de perforación el avance por guardia era de 3,35 metros por guardia y después de la mejora fue de 3,41 metros por guardia

Figura 13. Factor de avance por disparo.



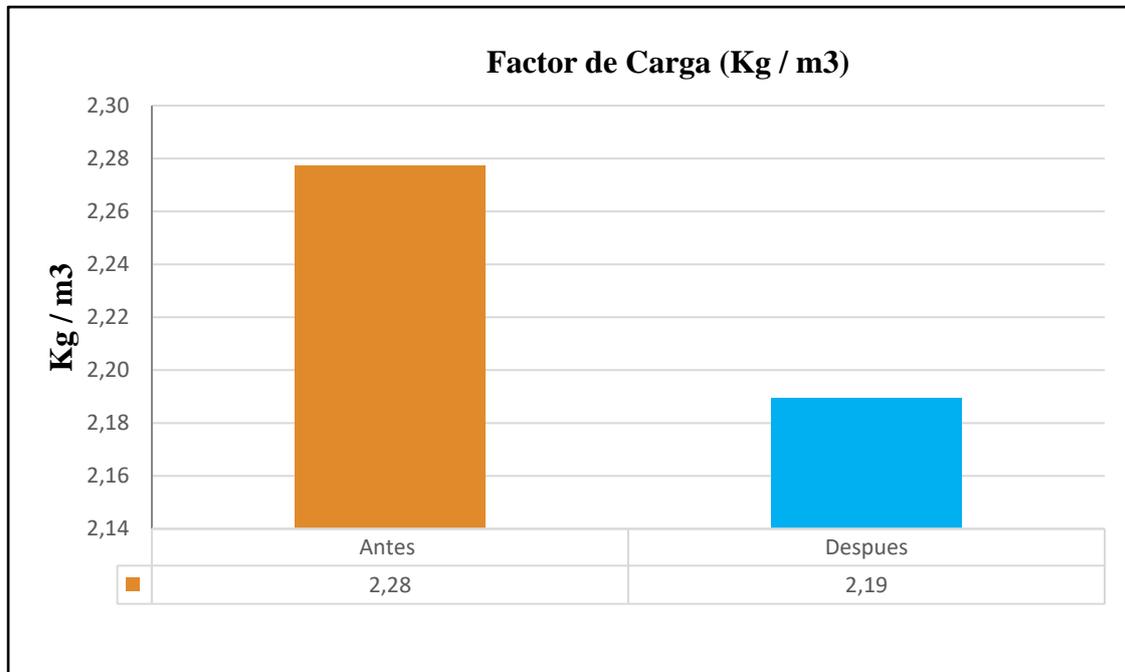
Fuente: Elaboración Propia.

4.4.2. Factor de carga

El factor de carga en minería subterránea se refiere a la cantidad de explosivos que se utiliza en una voladura para romper y fragmentar rocas en una mina subterránea. Este factor es un componente crítico en el diseño y la ejecución de voladuras subterráneas, ya que determina la energía liberada y, por lo tanto, la eficiencia y la seguridad de la voladura. El factor de carga se expresa generalmente como una relación entre la cantidad de explosivos y la cantidad de roca que se va a romper. La fórmula básica para calcular el factor de carga en minería subterránea es la siguiente:

Factor de Carga = Peso de Explosivos (en kilogramos) / Peso de Roca a Romper (en toneladas)

Figura 14. Factor de carga por disparo.



Fuente: Elaboración Propia.

Antes del diseño de la malla de perforación y voladura de rocas por el método de Roger Holmberg el factor de carga era de 2,28 kilogramos por metro cubico de roca volada, después se optimizo a 2,19 kilogramos por metro cubico de roca volada.

4.5. Discusión de resultados

1. En la mina caridad se tiene dos Sistema de discontinuidad estructural; el Sistema 1: 329 / 69 y el Sistema 2: 179 / 67
2. Se determinó que el dominio estructural de la rampa 046; (RMR: 75-35) consiste en flujos lávicos y niveles piroclásticos de composición andesítica con texturas porfiríticas que varían en tonos de violáceo a grisáceo. Es estructuralmente fracturado, especialmente cerca de una falla, donde muestra

una mayor fracturación. Su resistencia a la compresión oscila entre 115 y 60 Mpa. Las discontinuidades estructurales tienen un espaciamiento promedio de 0.6 a 0.2 metros, con aperturas que varían entre 1.0 y 0.1 mm.

3. Luego de aplicar el modelo matemático de Holmberg, se concluyó que se tiene un diseño de 37 taladros de los cuales 33 son de producción y 4 son de alivio.
4. Para calcular el factor de avance por disparo, en la rampa 046 de la mina Carida, se realiza un disparo por guardia de 12 horas, se tienen los siguientes datos: el avance programado fue de 3,48 metros y antes del rediseño de la malla de perforación el avance por guardia era de 3,35 metros por guardia y después de la mejora fue de 3,41 metros por guardia
5. Antes del diseño de la malla de perforación y voladura de rocas por el método de Roger Holmberg el factor de carga era de 2,28 kilogramos por metro cubico de roca volada, después se optimizo a 2,19 kilogramos por metro cubico de roca volada.

4.6. Aportes del Tesista

Se apporto con realizar el diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg, en la profundización de la Rampa 046 de la mina Caridad en los primeros meses del año 2023

CONCLUSIONES.

1. Se realizó el rediseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la Profundización de la Rampa 046 de la mina Caridad – 2023, mejorando de para sección de 4 x 4 metros de 41 taladro (con 4 taladros de alivio y 37 de producción); a 37 taladros con (con 4 taladros de alivio y 33 de producción); la longitud del barreno 12 pies (3,66 metros), con una eficiencia de disparo del 94,54%.
2. En la mina Caridad, se identificaron dos sistemas de discontinuidad estructural: Sistema 1 (329/69) y Sistema 2 (179/67). El dominio estructural de la rampa 046 (RMR: 75-35) comprende flujos lávicos y niveles piroclásticos andesíticos con alta fracturación cerca de una falla, resistencia a la compresión de 60-115 MPa, y discontinuidades con espaciamiento promedio de 0.6-0.2 metros y aperturas de 0.1-1.0 mm
3. Luego de aplicar el modelo de Holmberg, se diseñó una malla de perforación y voladura eficiente con 37 taladros (33 para producción y 4 de alivio), mejorando la fragmentación de rocas y la eficiencia en la mina Caridad.
4. El rediseño de la malla de perforación y voladura, mejoro el avance en la rampa 046 de la mina Caridad mejoró de 3.35 a 3.41 metros por guardia, con una reducción del factor de carga de 2.28 a 2.19 kg/m³. Esto implica una mayor eficiencia y ahorro en explosivos.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda el rediseño de la Malla de Perforación y Voladura, con el modelo matemático de Roger Holmberg porque trae muchas mejoras las cuales se traducirán en un ahorro y ayudan a minimizar costos de producción. Este rediseño debe ser específico para cada sección de la rampa 046, teniendo en cuenta las características geológicas y geomecánicas particulares de cada zona. Esto ayudará a mejorar la fragmentación de rocas, reducir la sobre excavación y aumentar la eficiencia en la profundización de la rampa.
2. Se recomienda que para garantizar un progreso constante y eficiente en la profundización de la rampa 046, implementar un sistema de monitoreo en tiempo real del factor de avance.
3. Se recomienda realizar un estudio detallado de la gestión de recursos hídricos en la zona. Esto puede incluir la exploración de fuentes de agua alternativas, la implementación de sistemas de recogida y almacenamiento de agua de lluvia, y la optimización del uso del agua disponible para las operaciones mineras. Una gestión eficiente del agua puede tener un impacto significativo en la estabilidad de las excavaciones subterráneas y en la seguridad de la mina.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Bernaola, A. J., Castilla, G. J. & Herrera, H. J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería. Departamento de explotación de recursos minerales y obras subterráneas.* Laboratorio de tecnologías mineras. Madrid, España.
- Compañía minera Lincuna S.A. (2021). *Estudio geo mecánico.* Recuay, Perú.
- Cruz Montoya, N. (2018). *Evaluación del proceso de perforación y voladura en la explotación de Yeso de la Mina El Toro, Los Santos - Santander.* Tesis de pregrado, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia]. Sede Seccional Sogamoso. Escuela de Ingeniería de Minas Sogamoso. Sogamoso, Colombia.
- Cuellar G. J. y Valverde C. E. . (2022). *Optimización de los Índices de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa Patrick IV para la Reducción de Costos Operacionales, en la U.M. San Andrés CIA. Minera Marsa 2021.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac]. Facultad De Ingeniería. Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas. Abancay, Perú.
- Gomez Mendoza, S. (2021). *Diseño y construcción de la rampa Yumpag para la optimización de las operaciones mineras, compañía deminas Buenaventura, Región De Pasco.* [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional De San Antonio Abad Del Cusco]. Facultad De Ingeniería Geológica, Minas y Metalurgia. Escuela Profesional De Ingeniería De Minas. Cusco, Perú.
- Hernández, R., Fernández, C. y Baptista, P. . (2006). *Metodología de la Investigación.* Editorial Mc Graw Hill, Cuarta Edición. México.
- <https://camiper.com>. (2022). *Tiempominero noticias en mineria para el peru- y el mundo/peru-sube-posiciones en ranking mundial de produccion minera.* Lima, Perú.

<https://energia.gob.es/>. (s.f.). *minería/Seguridad/Guias/Gu%C3%ADas/Guia - control - geotecnico – minería - subterránea.pdf*.

<https://es.scribd.com/>. (s.f.). *document/390417305/Partes-de-La-Malla-de-Perforacion#*.

Lazaro Maguiña, J. (2018). *Geomecánica aplicada al diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la mina Caridad de la Compañía Minera Lincuna S.A. – 2017*. [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional "Santiago Antúnez De Mayolo"]. Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia. Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas. Huaraz, Perú.

Loza Carazas, R. (2013). *Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera Aurífera Retamas S.A.*

Lunarejo Garay, C. (2021). *Diseño de malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la unidad Virgen de la Merced – Compañía minera Ilipa SAC, 2021*. [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional "Santiago Antúnez De Mayolo"]. Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia. Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas. Huaraz, Perú.

Ortega, C., Jaramillo, A. & Molina, J. (2016). *Modificación de las mallas de perforación de voladuras a partir del índice de esfuerzo geológico (GSI), caso mina "La Maruja", Colombia. Boletín de Ciencias de la Tierra, núm. 40, julio, 2016, pp. 32-38*. [Trabajo de Investigación, Universidad Nacional de Colombia]. Medellín, Colombia.

Romero Ramirez, L. y Villanueva Pinto, E. . (2022). *Optimización de la producción en la concesión minera Nueva Esperanza en base a un adecuado diseño de malla de voladura para galerías y túneles de acceso mediante la utilización de modelo*

- matemático de Holmberg*. [Tesis de pregrado, Universidad Tecnológica del Perú].
Facultad de Ingeniería. Ingeniería de Minas. Arequipa, Perú.
- Santana Orellana, L. (2014). *Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e Índice de Volabilidad De Lylli*. [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Facultad De Ingeniería De Minas. Huancayo, Perú.
- Vela Portocarrero, N. (2020). *Proyecto de profundización de la mina coturcan para el incremento de reservas mediante la Rampa 0388 Compañía Minera Lincuna - U.E.A. Huancapetí*. [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa]. Facultad de Geología, Geofísica y Minas Escuela Profesional ye Ingeniería ye Minas. Arequipa, Perú.
- Vidal M. C. y Correa A. I. (2017). *Modelo matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la Zona Alta de la Compañía Minera Lincuna S.A – 2017*. [Tesis de Pregrado, Universidad Nacional "Santiago Antúnez De Mayolo]. Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia. Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas. Huaraz, Perú.
- Vilca Bravo, K. (2021). *Aplicación del modelo matemático Roger Holmberg para mejorar la perforación y voladura en el Crucero 10828 – Este de la Contrata Minera Mincotrall S.R.L. –Marsa 2019*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Facultad de Ingeniería de Minas. Huancayo, Perú.

ANEXOS



ANEXO 1. MATRIZ DE CONSISTENCIAS

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA	POBLACION
<p>Problema General ¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg reducirá daños en la profundización de la Rampa 046 mina Caridad – 2023?</p>	<p>Objetivo General Diseñar la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la profundización de la Rampa 046, mina Caridad – 2023.</p>	<p>Hipótesis General El diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg reducirá daños en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad, en el año 2023.</p>	<p>Variable Independiente (x) Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg.</p>	<p>Tipo Aplicada.</p> <p>Nivel de la investigación Descriptiva.</p> <p>Método Método científico.</p>	<p>Población todas las Rampas que se están construyendo en la mina Caridad en el año 2023.</p> <p>Muestra La muestra lo constituye la Rampa 046, de la mina Caridad .</p>
<p>Problemas específicos</p>	<p>Objetivos específicos</p>	<p>Hipótesis específicas</p>	<p>Variable dependiente (y)</p>		
<p>¿Cómo es la caracterización del macizo rocoso que determine los parámetros y variables para la aplicación del modelo matemático de Holmberg, para mejorar la malla de perforación y voladura?</p>	<p>Caracterizar el macizo rocoso para determinar los parámetros y variables para la aplicación del modelo matemático de Holmberg, para mejorar la malla de perforación y voladura.</p>	<p>Se caracteriza el macizo rocoso que determina los parámetros y variables para la aplicación del modelo matemático de Holmberg, para mejorar la malla de perforación y voladura.</p>	<p>Reducción de daños en la profundización de la Rampa 046 de la mina Caridad, en el año 2023.</p>		
<p>¿De qué manera la aplicación del modelo matemático de Holmberg optimizará la voladura en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad?</p>	<p>Aplicación del modelo matemático de Holmberg para mejorar la voladura en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad.</p>	<p>Se aplica el modelo matemático de Holmberg que mejora la voladura en la profundización de la Rampa 046, de la mina Caridad.</p>			



¿Cuánto será la reducción del Factor de avance y del Factor de carga, en la Profundización de la Rampa 046 mina Caridad?	Calcular el Factor de avance y el Factor de carga, en la profundización de la Rampa 046, mina Caridad.	Se calcula el Factor de avance y el Factor de carga.			
--	--	--	--	--	--

Fuente: Elaboración propia.



ANEXO 2. PETS - MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA CON JUMBO EN CRUCEROS, BY PASS, VENTANAS, RAMPA

Rampa 046	MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA CON JUMBO EN CRUCEROS, BY PASS, VENTANAS, RAMPA DE SECCIÓN: 4,0m x 4,0 m		Mina Caridad
	Código: E - MC	Versión: 01	
	Fecha de elaboración: Julio 2023	Pag. :	

1.0 OBJETIVO

Estandarizar los trabajos de perforación con JUMBO Electro hidráulico, para obtener mayor eficiencia, calidad, seguridad y productividad en el avance y a la vez crear un ambiente óptimo de trabajo.

2.0 ALCANCE

A todo el personal de compañía mienar Lincuna S.A.. que labora en interior mina como Operador de JUMBO, perforistas y ayudantes de los frentes.

En todos los frentes de secciones de 4,0 m. x 4,00 m. de la mina Caridad.

El estándar contempla desde la instalación de la máquina perforadora hasta el último taladro realizado en el frente.

3.0 REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS

DS-023-2017

4.0 ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

Dimensiones de excavación:

- Rampa de 4,0 m. x 4,00 m.

Especificaciones:

- Equipo Jumbo hidráulico.
- Barra tunelera de 12 pies
- Diámetro de broca de 51 mm.
- Shank Adapter, Coupling
- Broca escariadora de 101 mm.
- Adaptador piloto
- Presión de agua 12 bares como mínimo
- Guidores para control de paralelismo entre taladros
- Pintura o Sprite para el pintado de sección y cuadrículado del frente a perforar
- Wincha, fósforos y rafia
- En la corona la perforación de taladros tendrá un espaciamiento entre diámetros de 36 cm. Para aplicar la voladura controlada.
- Numero de taladros por frente serán según el tipo de labor, sección y tipo de roca:

Para rampas de sección 4,0 m. x 4,00 m.

Roca Tipo IIIB	
N° Total de Tal.	41
N° de Tal. cargados	33
N° de Tal. Alivio	8
Long. Perforación (pies)	12

5.0 RESPONSABLES/RESPONSABILIDADES

Colaborador:

- Cumplir el estándar.
- Supervisor/Jefe de Turno:
- Conocer y hacer cumplir el estándar.
- Retroalimentar cuando sea necesario.

Jefe de Mina / Residente E.E.

- Verificar que se cumpla el presente estándar.

Superintendente de Mina:

- Auditar el cumplimiento del presente estándar.

6.0 REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACIÓN

- Seguimientos de mallas de perforación y carguío para la voladura.

7.0 FRECUENCIA DE INSPECCIONES

- Semanal

8.0 EQUIPO DE TRABAJO

Jefe de Sección, Jefe de Guardia, Supervisor de mina, inspector de seguridad, perforista y ayudante perforista.

9.0 REVISION Y MEJORAMIENTO CONTÍNUO

Las revisiones se realizarán anualmente y/o cuando se generen cambios en las actividades.

10.0 DEFINICIONES

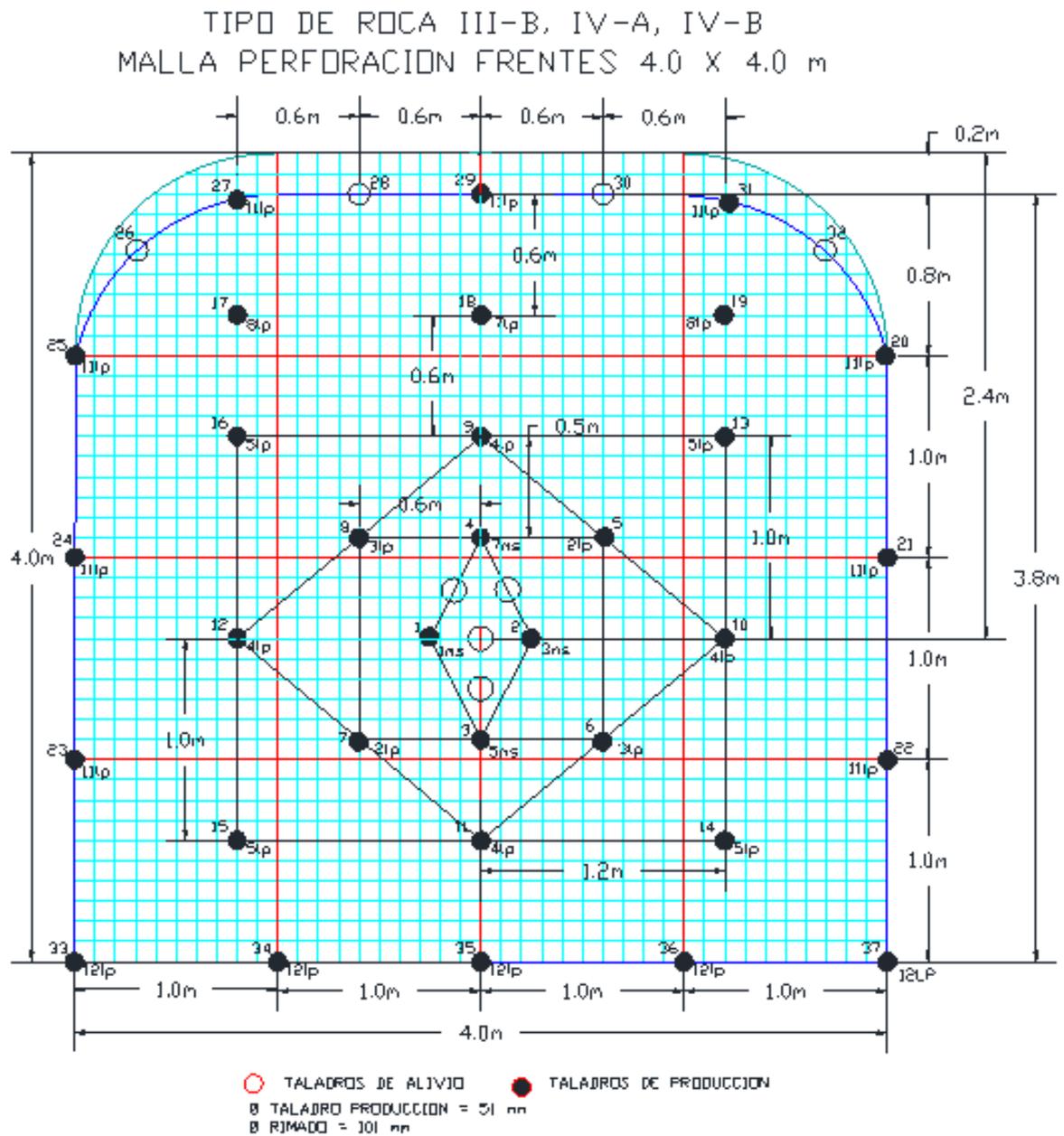
Guiadores: Son tubos de PVC de 1 ½ pulgada de diámetro por 8 pies de longitud.

Adaptador Piloto: Accesorio del sistema de rimado

Shank Adapter, Coupling: Accesorios del varillaje de perforación.

11.0 ANEXOS

Estándar de la malla de perforación.



Fuente: Elaboración Propia.