

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



T E S I S

**Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance
por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag, mina Buenaventura S.A.,**

2022

Para optar el Título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Luis SUCARI LAURA

Asesor:

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA

Cerro de Pasco – Perú – 2024

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



T E S I S

**Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance
por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag, mina Buenaventura S.A.,**

2022

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado

Dr. Agustin Arturo AGUIRRE ADAUTO
PRESIDENTE

Mg. Edgar ALCANTARA TRUJILLO
MIEMBRO

Mg. Wenceslao Julio LEDESMA VELITA
MIEMBRO



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



Firmado digitalmente por CONDOR
SURI-CHAQUI Sarita Silvia FAU
20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 27.11.2024 16:07:50 -05:00



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 064-2024

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

Presentado por:

Bach. Luis SUCARI LAURA

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo
Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag, mina Buenaventura S.A., 2022.

Asesor:

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA

Índice de Similitud: **12 %**

Calificativo
APROBADO

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

Cerro de Pasco, 27 de noviembre de 2024.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

A mis padres Benito Sucari Huaricallo y Fulgencia Laura Lampa por el gran esfuerzo y dedicación rumbo a mi crecimiento personal y profesional, gracias a sus consejos y su amor incondicional. A mis docentes y mentores por enseñarme y guiarme en la etapa de mi vida de estudiante dentro y fuera de las aulas universitarias.

AGRADECIMIENTO

A los ingenieros de la empresa Buenaventura S.A en coordinación con JRC ingeniería y construcción por permitirme y brindarme la oportunidad de realizar el trabajo de investigación guiándome y aportando con sus conocimientos al proceso y mejora de la actividad encomendada. A mis padres por sus buenas orientaciones de perseverancias, y a mis hermanos por su constante respaldo y confianza. A los Ingenieros jurados por orientar el presente trabajo de investigación, al asesor por guiar en cada etapa del desarrollo del trabajo de investigación.

RESUMEN

En el proyecto Yumpag se viene ejecutando la construcción Rampa negativa 4490 de sección de 4.5 x 4.5, siendo la perforación y voladura unas de las operaciones unitarias más importantes del ciclo del minado para un óptimo avance del proyecto. Dicha labor se desarrolló de forma mecanizada con jumbo de barra de 16 pies de longitud de perforación; el no cumplimiento del programa mensual de avances debido a los disparos deficientes se dispuso a la necesidad de realizar el trabajo de investigación nombrado “Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A., 2022”, con la finalidad de incrementar sus eficiencias de avances, disminuir el consumo de explosivo y lograr el cumplimiento del programa mensual. El trabajo de investigación es cuantitativo, tipo aplicada y diseño experimental. Mediante la estadística descriptiva se organizó y presentó los datos de campo; para el análisis de resultados se aplicó la estadística inferencial por medio de SPSS, donde se evidenció que al optimizar la malla de perforación se logró reducir el número de taladros de 47 taladros a 41 taladros cargados. En el nuevo diseño de malla se aplicó el tipo de arranque de corte quemado con 4 taladros de alivio y un taladro central denominado “Rompe Boca”; en consecuencia, se mejoró el avance lineal de 3.4 m/disparo a 3.8 m/disparo en promedio y la eficiencia de disparo se logró optimizar a 91.6 %, 8.7 % más en relación a la anterior malla (82.9 %), llegando a un cumplimiento programado mensual de 89.0 % y disminuyendo de consumo de explosivos de 187.5 kg a 162.2 kg; en consecuencia, se reduce el factor de avance lineal de 54.7 a 42.2 Kg/m, factor de carga de 2.7 a 2.1 kg/m³ y el factor de potencia de 1.0 a 0.7 kg/tn. Mediante la voladura controlada en el contorno de la Rp 4490 se redujo la carga operante desde 9.1% a 5.9% de sobreexcavación.

Palabras claves: Optimización, diseño de malla de perforación, eficiencia de avance.

ABSTRACT

In the Yumpag project, the construction of Negative Ramp 4490 with a section of 4.5 x 4.5 is being carried out, with drilling and blasting being one of the most important unit operations in the mining cycle for optimal progress of the project. This work was carried out in a mechanized way with a 16-foot-long jumbo drilling bar; The non-compliance of the monthly progress program due to poor perforations led to the need to carry out the research work named “Optimization of the drilling mesh to improve the efficiency of advance per perforation in Rampa 4490, Yumpag Mina Buenaventura S.A. Project. , 2022”, with the purpose of increasing its progress efficiencies, reducing explosive consumption and achieving compliance with the monthly program. The research work is quantitative, applied type and experimental design. Using descriptive statistics, the field data was organized and presented; For the analysis of results, inferential statistics were applied through SPSS, where it was evident that by optimizing the drilling mesh it was possible to reduce the number of drills from 47 drills to 41 loaded drills. In the new mesh design, the burnt cut starting type was applied with 4 relief holes and a central hole called “Rompe Boca”; Consequently, the linear advance was improved from 3.4 m/shot to 3.8 m/shot on average and the shooting efficiency was optimized to 91.6%, 8.7% more in relation to the previous mesh (82.9%), reaching compliance scheduled monthly of 89.0% and decreasing explosives consumption from 187.5 kg to 162.2 kg; Consequently, the linear advance factor is reduced from 54.7 to 42.2 Kg/m, load factor from 2.7 to 2.1 kg/m³ and the power factor from 1.0 to 0.7 kg/tn. Through controlled blasting in the contour of Rp 4490, the operating load was reduced from 9.1% to 5.9% of overexcavation.

Keywords: *Optimization, drilling mesh design, feed efficiency.*

INTRODUCCIÓN

La actividad minera es una de las actividades más importantes en el desarrollo de una región, y los proyectos mineros son una oportunidad de crecimiento económico, como es el proyecto Yumpag de la compañía Buenaventura S.A. Dentro del nuevo proyecto Yumpag se viene desarrollando la Rampa 4490 que es una labor prioritaria dentro de la mina; por tal razón, es indispensable cumplir los avances mensuales programados, y debido a la constante baja de la eficiencia en los avance en la Rampa negativa 4490 se plantea optimizar y mejorar una nueva malla de perforación mediante modelos matemáticos con el fin de mejorar la eficiencia de avance por disparo y cumplir con la meta mensual. La siguiente investigación contiene 4 capítulos.

Dentro del capítulo I, se enfoca en identificar y formular el problema, luego plantear los objetivos a lograr mediante la justificación y limitación de la investigación. En el capítulo II, se describe el marco teórico, antecedente del proyecto de investigación y por intermedio del cuadro de operacional de variables plantear nuestras hipótesis. En el capítulo III, analizaremos el método, tipo, nivel y diseño de nuestra investigación teniendo en cuenta nuestras muestras y técnicas de recolección de datos. Y para culminar el capítulo IV, donde describiremos todos los trabajos que se realizaran y con ayuda del SPSS analizaremos los datos obtenidos con la estadística descriptiva y analizaremos los resultados con la estadística inferencial para comprobar y contrastar las hipótesis planteadas, con el fin de obtener las conclusiones y recomendaciones de mi investigación; lo cual pongo a consideración de mis jurados para su calificación correspondiente.

Luis, SUCARI LAURA

Tesista

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación	2
1.2.1. Ubicación y acceso de la mina.....	2
1.2.2. Marco geológico	4
1.3. Formulación del problema.....	17
1.3.1. Problema general	17
1.3.2. Problemas Específicos.	17
1.4. Formulación de objetivos	17
1.4.1. Objetivo general.....	17
1.4.2. Objetivos Específicos.	17
1.5. Justificación de la investigación.....	18
1.6. Limitaciones de la investigación	18

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	19
------------------------------------	----

2.1.1.	Antecedentes Nacionales.	19
2.1.2.	Antecedentes Internacionales.	21
2.2.	Bases teóricas – Científicas.....	22
2.2.1.	Comportamiento geomecánico del macizo rocoso.	22
2.2.2.	Diseño de la malla de perforación	25
2.2.3.	Eficiencia de la perforación	46
2.2.4.	Eficiencia de la voladura.....	52
2.3.	Definición de términos básicos	57
2.4.	Formulación de hipótesis.....	59
2.4.1.	Hipótesis general.....	59
2.4.2.	Hipótesis Específicos.	59
2.5.	Identificación de variables.....	59
2.5.1.	Variable independiente:	59
2.5.2.	Variable dependiente:	59
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores.....	59

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de Investigación	61
3.2.	Nivel de investigación	61
3.3.	Método de investigación	61
3.4.	Diseño de investigación.....	62
3.5.	Población y muestra	62
3.5.1.	Población.	62
3.5.2.	Muestra.	62

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	62
3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	63
3.8. Tratamiento estadístico.....	63
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica	63

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	65
4.1.1. Zona de estudio y caracterización del macizo rocoso en Yumpag.....	65
4.1.2. Clasificación geomecánica de la masa rocosa	66
4.1.3. Estructura de perforación y voladura presente en Yumpag.	69
4.1.4. Equipo y accesorios de perforación en el Proyecto Yumpag.	71
4.1.5. Explosivos empleados en el Proyecto Yumpag	73
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	75
4.2.1. Diseño de la malla de perforación y voladura.	75
4.3. Prueba de hipótesis	113
4.3.1. Contraste de la hipótesis específica 1	113
4.3.2. Contraste de la hipótesis específica 2	118
4.4. Discusión de resultados	123

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Acceso al área del proyecto por Huaura.	4
Tabla 2. Acceso al área del proyecto por La Oroya.....	4
Tabla 3. Índice de calidad de la roca (RQD)	24
Tabla 4. Distancia entre taladros según la dureza de la roca.	30
Tabla 5. Factor de la roca según la dureza de la roca.	31
Tabla 6. Cuadro operacional de variables.....	60
Tabla 7. Moda de las características de las discontinuidades	66
Tabla 8. Criterio para la clasificación de la masa rocosa.....	67
Tabla 9. Programa mensual de avance de la Rp 4490	69
Tabla 10. Parámetros durante el mes de marzo y abril con la antigua malla.....	70
Tabla 11. Características de la Barra de Perforación.....	72
Tabla 12. Características de la Broca de Perforación.	72
Tabla 13. Características de la perforadora del Jumbo Boomer 282	73
Tabla 14. Características del Jumbo Boomer 282	73
Tabla 15. Características técnicas del explosivo	74
Tabla 16. Presentación de la emulsión encartuchada.	75
Tabla 17. Parámetros para el diseño de la malla de P/V.....	76
Tabla 18. Resumen de distribución de taladros	94
Tabla 19. Distribución de la columna explosiva de la nueva malla.	95
Tabla 20. Secuencia de salida de la malla de perforación y voladura.	96
Tabla 21. Resultados de los parámetros de la nueva malla Rp 4490.....	97
Tabla 22. Resumen de los parámetros Rp 4490.....	98

Tabla 23. Avance mensual con la implementación de la nueva malla.	99
Tabla 24. Parámetros mensuales de la Rampa 4490.....	100
Tabla 25. Estadístico Avances (m) Rp (-) 4490.....	101
Tabla 26. Estadísticos Eficiencia de Disparo (%) Rp (-) 4490.....	104
Tabla 27. Estadísticos del factor de avance (Kg/m) Rp (-) 4490.....	107
Tabla 28. Estadísticos del factor de carga (Kg/m ³) Rp (-) 4490.....	110
Tabla 29. Prueba de normalidad de la variable eficiencia de avances.....	113
Tabla 30. Prueba de Relación de la variable eficiencia de disparo.....	116
Tabla 31. Prueba T de student para varianzas iguales.	117
Tabla 32. Prueba de normalidad de la variable factor de avances.	118
Tabla 33. Prueba de Relación de la variable factor de avance.	121
Tabla 34. Prueba T de student para varianzas iguales.	122

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación del Proyecto Yumpag.....	3
Figura 2. Geología regional del Proyecto Yumpag	7
Figura 3. Columna estratigráfica - Proyecto Yumpag	8
Figura 4. Columna estratigráfica local - Proyecto Yumpag	10
Figura 5. Geología local del Proyecto Yumpag.....	11
Figura 6. Geología estructural del Proyecto Yumpag.....	13
Figura 7. Sección longitudinal de la estructura mineralizada del Proyecto Yumpag	15
Figura 8. Secciones transversales del Proyecto Yumpag	16
Figura 9. Diámetro equivalente.	31
Figura 10. Diseño de arranque de cuatro secciones.	34
Figura 11. Ancho de abertura en el diseño arranque	36
Figura 12. Diseño de arranque en el primer cuadrante	40
Figura 13. Vista 3D de la zonificación RMR a lo largo de la Rampa 4490.	68
Figura 14. Avance mensual del mes de Marzo y Abril 2022.	70
Figura 15. Promedio de avance por disparo de Marzo y Abril 2022.	71
Figura 16. Promedio de la Eficiencia de disparo de Marzo y Abril 2022.	71
Figura 17. Geometría para el cálculo de distancia de taladro a taladro de alivio.	80
Figura 18. Promedio de avances con la nueva malla diseñada.	98
Figura 19. Avance mensual con la nueva malla diseñada.	99
Figura 20. Curva normal o campana de Gauss de Avance (m) – Antes	102
Figura 21. Curva normal o campana de Gauss de Avance (m) – Después.....	103
Figura 22. Tendencia de longitud de Avances y Promedio	103

Figura 23. Curva normal o campana de Gauss de Eficiencia de disparos (%) – Antes.....	105
Figura 24. Curva normal o campana de Gauss de Eficiencia de disparos (%) – Después .	106
Figura 25. Tendencia de eficiencias de Avances y Promedio	106
Figura 26. Curva normal o campana de Gauss del factor de avance – Antes.....	108
Figura 27. Curva normal o campana de Gauss de factor de avance – Después.....	109
Figura 28. Tendencia de factor de Avances y Promedio	109
Figura 29. Curva normal o campana de Gauss del factor de carga– Antes.	111
Figura 30. Curva normal o campana de Gauss del factor de carga– Después.	112
Figura 31. Tendencia de factor de carga y Promedio.	112
Figura 32. Gráfico prueba de normalidad de la variable eficiencia de disparo – Antes	114
Figura 33. Gráfico prueba de normalidad de la variable eficiencia de disparo - Después .	114
Figura 34. Gráfico de la prueba de normalidad de la variable factor de avance - Antes...	119
Figura 35. Gráfico prueba de normalidad de la variable factor de avance – Después.....	119

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La perforación es una de las operaciones más importantes dentro de la voladura en minería subterránea utilizando diferentes diseños según los modelos matemáticos, con el fin de obtener una buena eficiencia de avance lineal y el menor porcentaje de sobre rotura.

Actualmente la compañía minera viene ejecutando el proyecto Yumpag con una reserva de más de 20 millones de onzas de plata, además producirá plomo y manganeso. Dentro del proyecto se viene realizando la construcción de la Rampa 4490 teniendo una sección de 4.5 x 4.5 con una gradiente de -12%, dicha labor se realiza de forma mecanizada con jumbo con capacidad de 16 pies de perforación y brocas de 45 mm en taladros de producción y 102 mm en taladros de alivio. Teniendo planeado un programa mensual de 240 metros de avance lineal.

A lo largo del proyecto se va teniendo problemas en el no cumplimiento del programa mensual, identificando una baja eficiencia de avance lineal de 82.9%

aproximadamente por disparo, con un índice de sobre excavación que excede el 10% y un factor de carga por encima de 2.7 kg/m³ por lo tanto, se requiere optimizar la malla de perforación del frente de avance para lograr mejorar la eficiencia de disparo, controlar la sobre excavación y reducir el factor de carga así cumplir con el planeamiento mensual de avance.

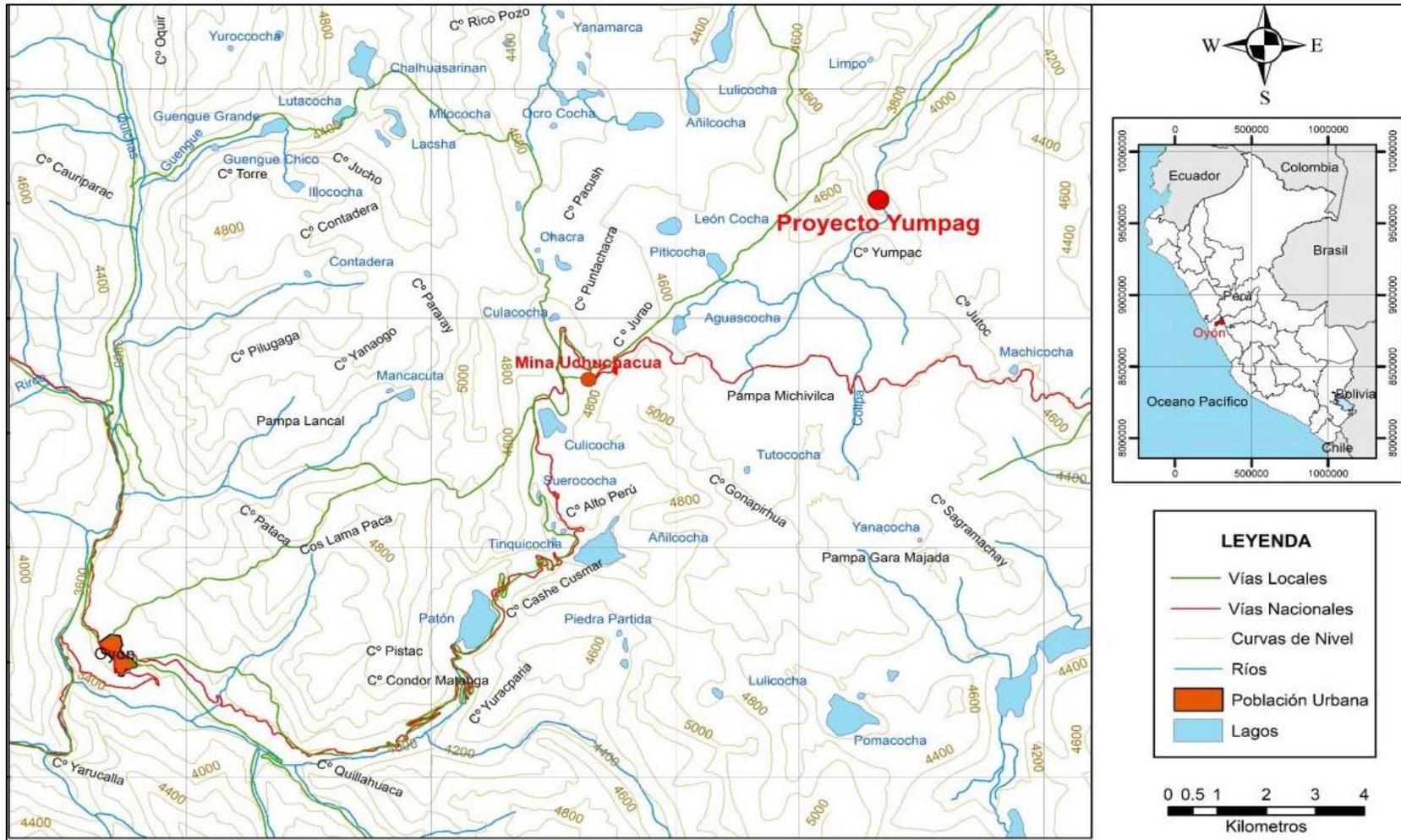
1.2. Delimitación de la investigación

El trabajo de investigación se realizó en la Compañía Minera Buenaventura, Proyecto Yumpag, en el Distrito de Yanahuanca, Provincia Daniel Alcides Carrión, Región Pasco.

1.2.1. Ubicación y acceso de la mina

Políticamente, el proyecto se encuentra ubicado en el distrito de Yanahuanca, provincia de Daniel Alcides Carrión, región de Pasco. El proyecto abarca terrenos de las Comunidades Campesinas (C.C.) de Huachus y San Juan Baños de Rabí, se encuentra ubicado entre los 4,400 y 5,000 msnm. Geográficamente, el proyecto se encuentra asentado en el flanco oriental de la Cordillera Occidental de los Andes peruanos. Ver Figura 1.

Figura 1. Ubicación del Proyecto Yumpag.



Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

Tabla 1. Acceso al área del proyecto por Huaura.

Tramo	Distancia	Tiempo Recorrido
Lima - Huaura	150 km	2 hrs
Huaura - Sayán	50 km	1 hrs
Sayán - Churín	62 km	01:30 hrs
Churín - Oyón - U.E.A. Uchuchacua	50 km	01:30 hrs
U.E.A. Uchuchacua - Proyecto Yumpag	7 km	00:30 hrs
Total	319 km	06:30 hrs

Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

Tabla 2. Acceso al área del proyecto por La Oroya.

Tramo	Distancia	Tiempo Recorrido
Lima - San Mateo	93 km	2 hrs
San Mateo - Morococha	42 km	1 hrs
Morococha - La Oroya	40 km	1 hrs
La Oroya - Cerro de Pasco - U.E.A. Uchuchacua	207 km	03:30 hrs
U.E.A. Uchuchacua - Proyecto Yumpag	7 km	00:30 hrs
Total	389 km	08:00 hrs

Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

1.2.2. Marco geológico

1.1.2.1. Geomorfología

Presenta un área montañosa con una longitud promedio de 35 km por un ancho de 12 km, formando una topografía abrupta. Está conformada por valles profundos, altiplanicies, colinas y cumbres de montaña que alcanzan elevaciones que superan los 5,000 msnm. También se aprecia rasgos del afecto glacial en la zona como: circos glaciares, aretes, lagos sub glaciarios, till y

depósitos glaciares morrénicos, evidencia del trayecto de las lenguas glaciares.

1.1.2.2. Geología regional

Conformada mayormente por rocas sedimentarias del cretáceo, sobre ellas se tiene a los volcánicos terciarios, e intruyendo a las anteriores se observan rocas intrusivas. La secuencia consta depósitos aluviales y morrénicos. Las capas sedimentarias presentan varios plegamientos en forma de anticlinales con diferentes persistencias y con una orientación N10°-20°W, similarmente se observan sobre escurrimientos sub paralelos de orientación N10°-20°W. Hacia el flanco NE se observa derrames volcánicos Calipuy dacíticos del terciario. La litología predominante son las calizas de la Formación Jumasha y las calizas y lutitas de la Formación Celendín, siendo flanqueados por el W por capas de las Formaciones Santa y Carhuáz y por el E por capas de la Formación Carhuáz y depósitos cuaternarios aluviales. Ver Figura 2.

1.1.2.3. Estratigrafía

Seguidamente se describe las formaciones rocosas de las más antiguas a la más reciente según la columna estratigráfica. Ver Figura 3.

Grupo Goyllarisquisga

Se considera estas rocas sedimentarias entre la laguna Patón y Chacua, el NW y SE del proyecto. Está compuesta por las Formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz.

Grupo Machay

Compuesta por calizas grises de 50 m de espesor en la formación Parihuanca, por margas, lutitas y calizas de 200 m de espesor en la formación Chulec y por lutitas negras carbonosas y calizas bituminosas plegadas en la formación Pariatambo.

Formación Jumasha (Ks-j)

Presencia de calizas gris claro en superficie intemperizada y gris oscuro en fractura fresca. Se le subdivide en tres miembros limitados por bancos finos de calizas margosas beige: Inferior, Medio y Superior.

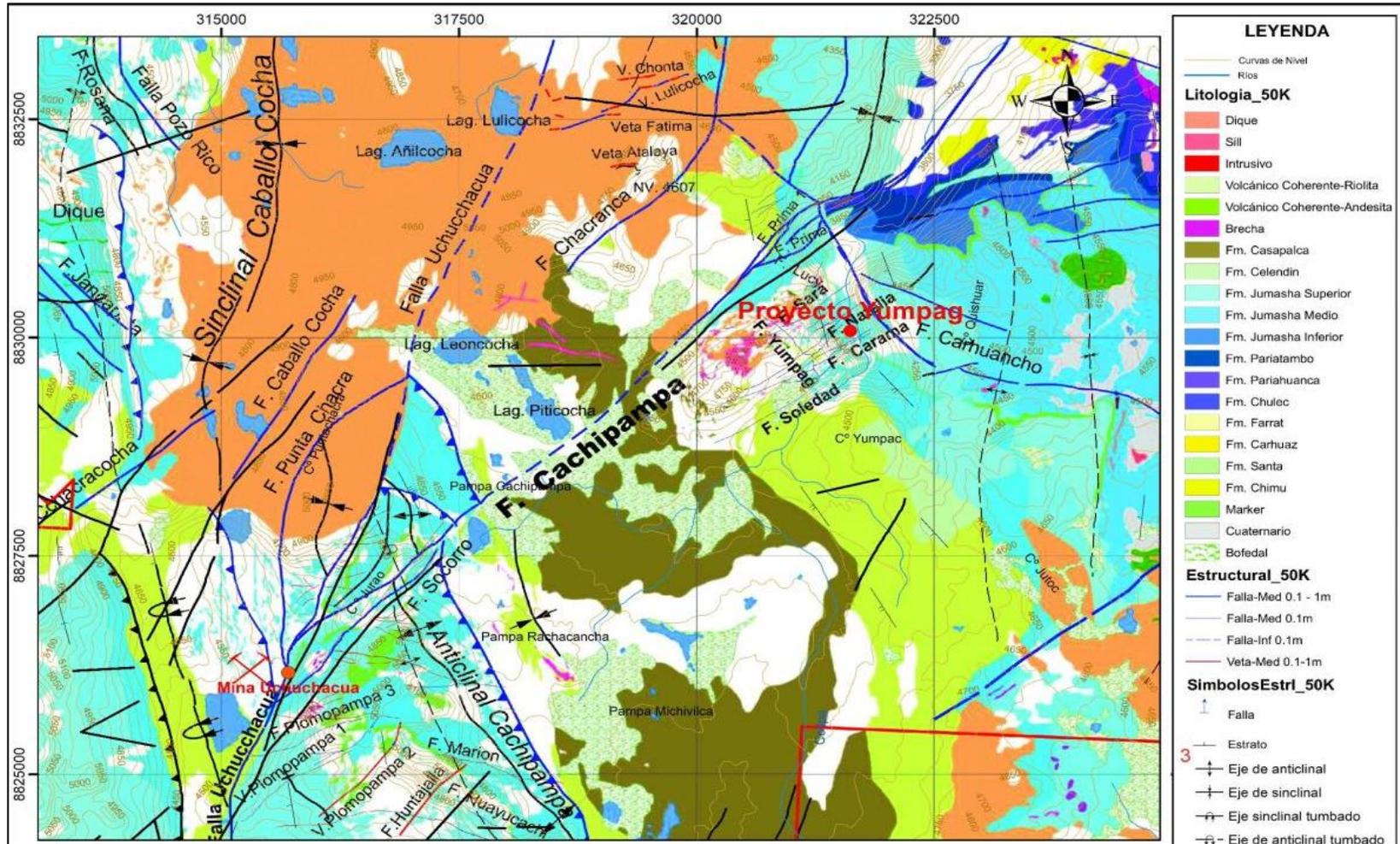
Formación Celendín (Ks-c)

Formado por calizas margosas y lutitas calcárea, que sobreyacen concordantemente al Jumasha. Las calizas margosas con lutitas calcáreas estratificadas de 100 m en el miembro celendín inferior y en superior por lutitas y margas grisáceo de 120 m de grosor que aflora al anticlinal de Cachipampa.

Formación Casapalca (Kti-ca)

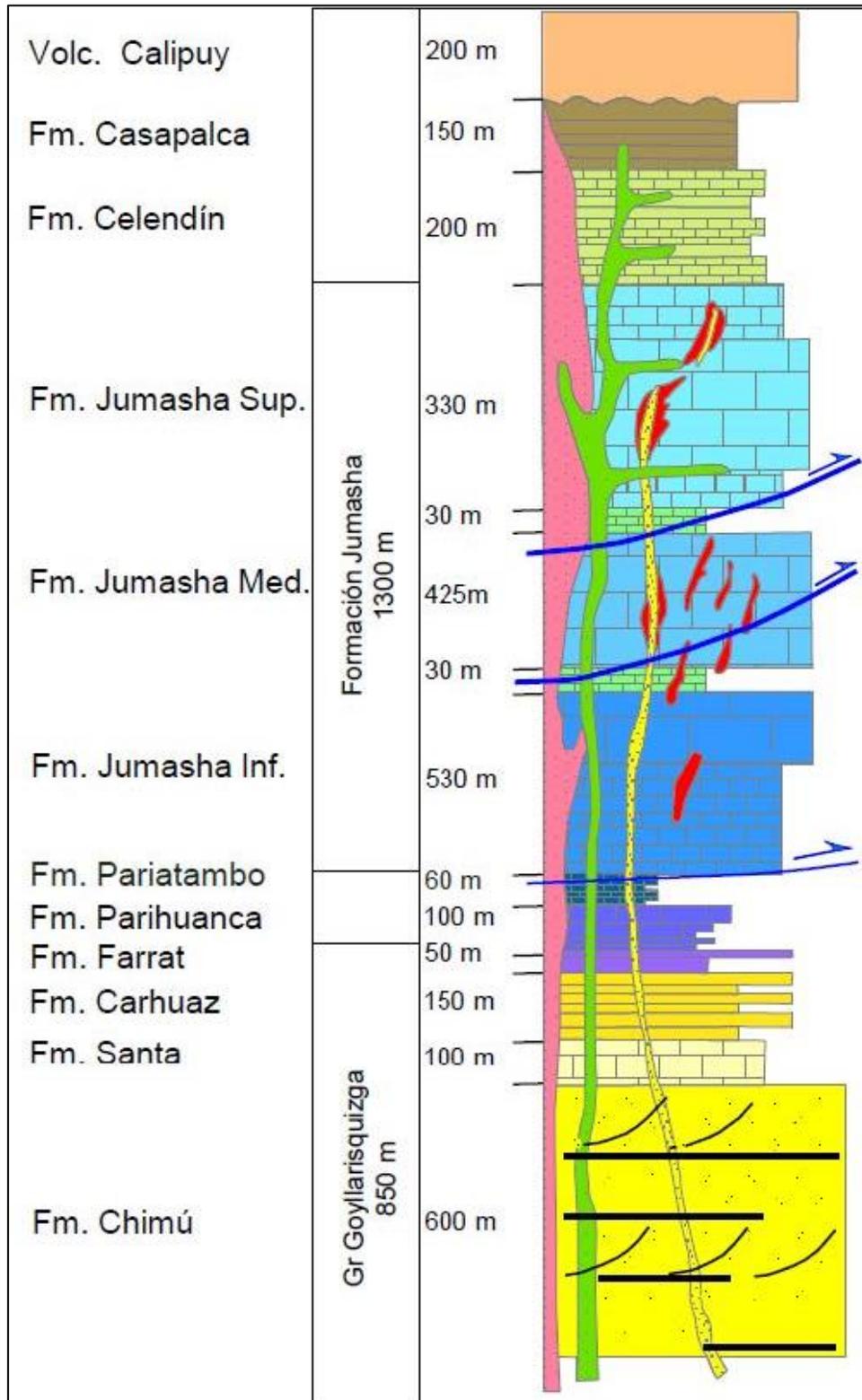
Está constituido por lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, se le estima una potencia de 1,000 m y su edad probable es Post-Santoniano.

Figura 2. Geología regional de Proyecto Yumpag



Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

Figura 3. Columna estratigráfica del Proyecto Yumpag

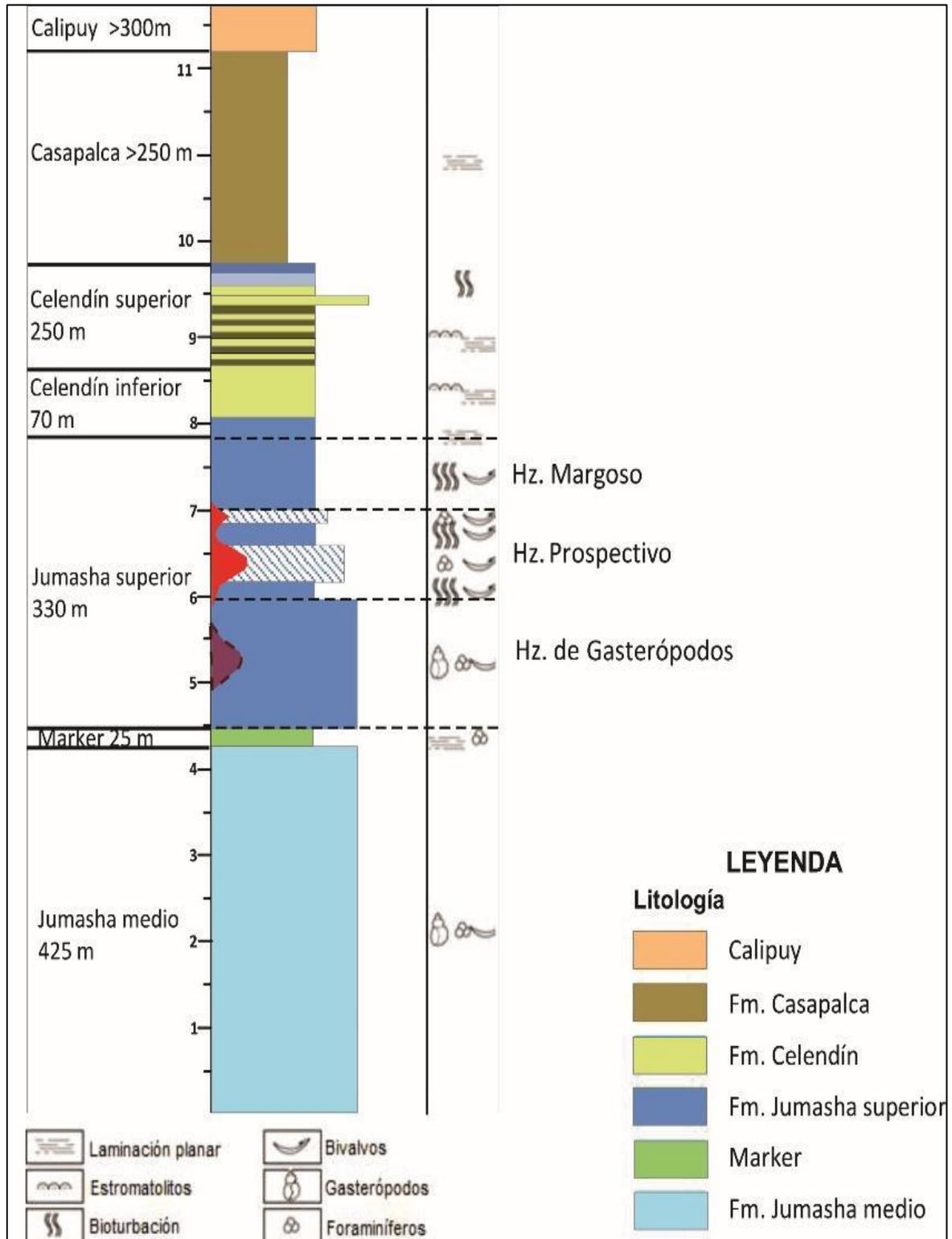


Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

1.1.2.4. Geología local

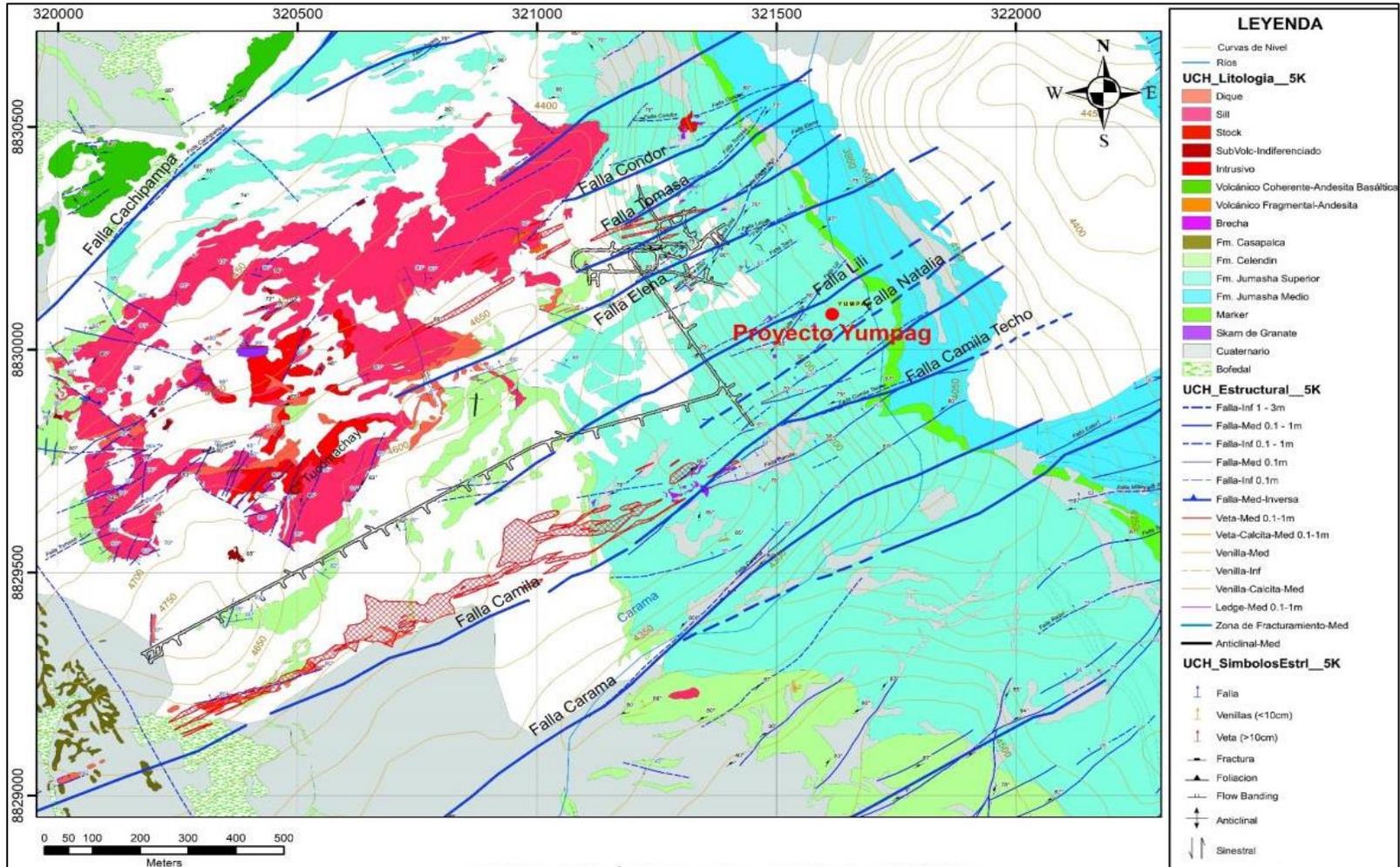
El proyecto Yumpag se localiza en un segmento de la faja corrida y plegada del Marañón. La secuencia sedimentaria local se muestra en la figura 4. La formación Jumasha está dividida en tres unidades menores: Inferior, Medio y Superior. Los límites de estas tres unidades presentan niveles de referencia entre cada miembro y están representados por calizas margosas de color beige conocidas como “Markers”, que rompen en el paisaje la monotonía de las calizas gris masivas. Ver Figura 5.

Figura 4. Columna estratigráfica local del Proyecto Yumpag



Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

Figura 5. Geología local del Proyecto Yumpag



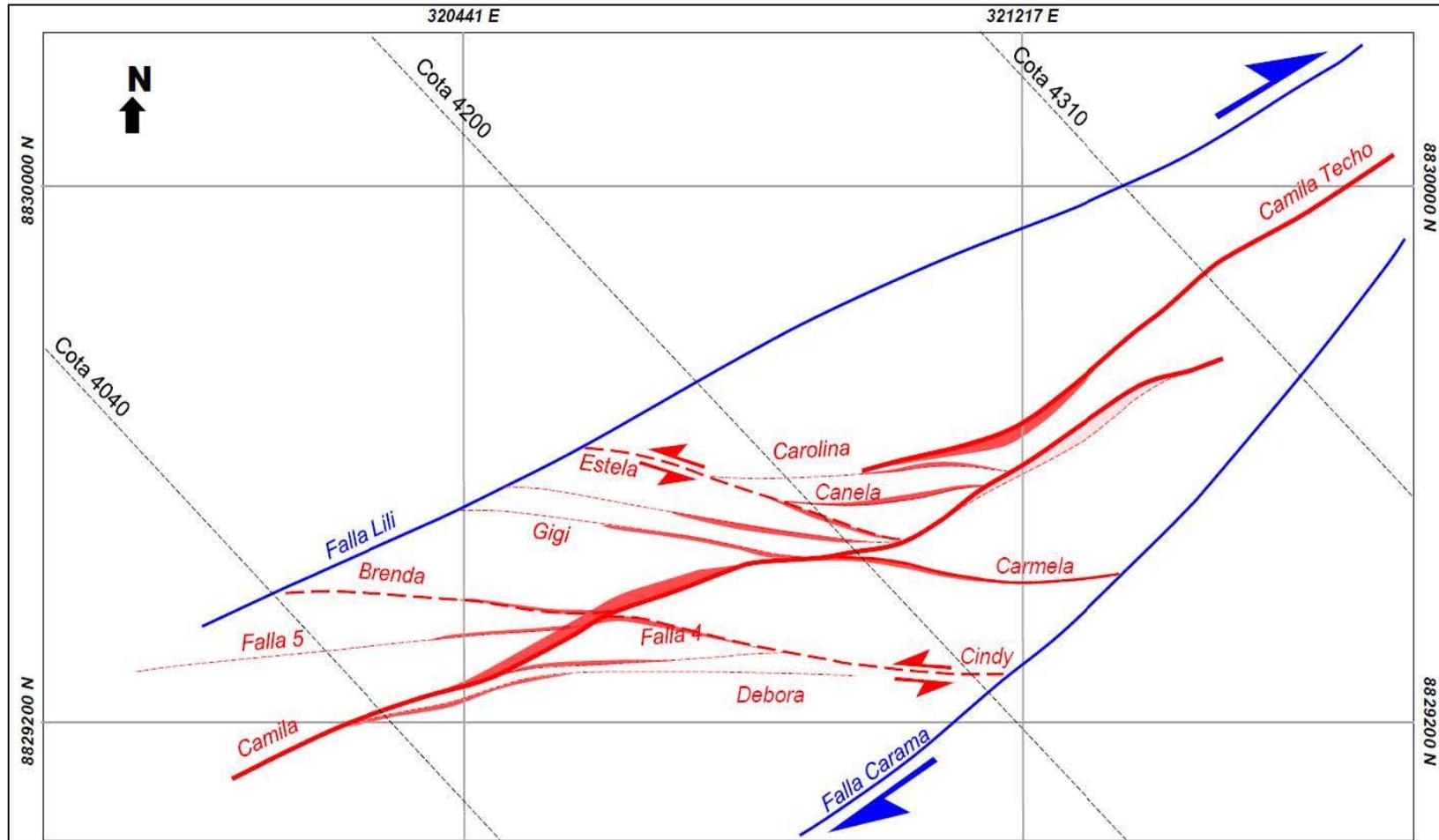
Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

1.1.2.5. Geología estructural

La estructura formada por pliegues y cabalgamientos; las estructuras tienen una vergencia hacia el Este que indica el sentido de transporte tectónico. Sin embargo, la principal estructura vista de la mineralización es una gran falla trasandina, cortical, denominada falla Cachipampa de dirección N40°E, y es el control de la mineralización tanto en Uchucchacua como en Proyecto Yumpag, se asocian múltiples estructuras tensionales N60°E del Tipo R y otras E-W del Tipo R1.

Sistema de estructuras mineralizadas que configuran una geometría anastomosada tiene como estructura principal a la falla Camila con régimen transpresivo dextral, que genera zonas de debilidad, que en su intersección con un paquete de calizas favorables, limpias no-margosas, definidas como horizonte prospectivo (Jumasha Superior) desarrolla cuerpos mineralizados de reemplazamiento de alabandita (sulfosales de plata) y con relleno de cavidades piritasulfosales de plata-esfalerita-galena.

Figura 6. Geología estructural del Proyecto Yumpag

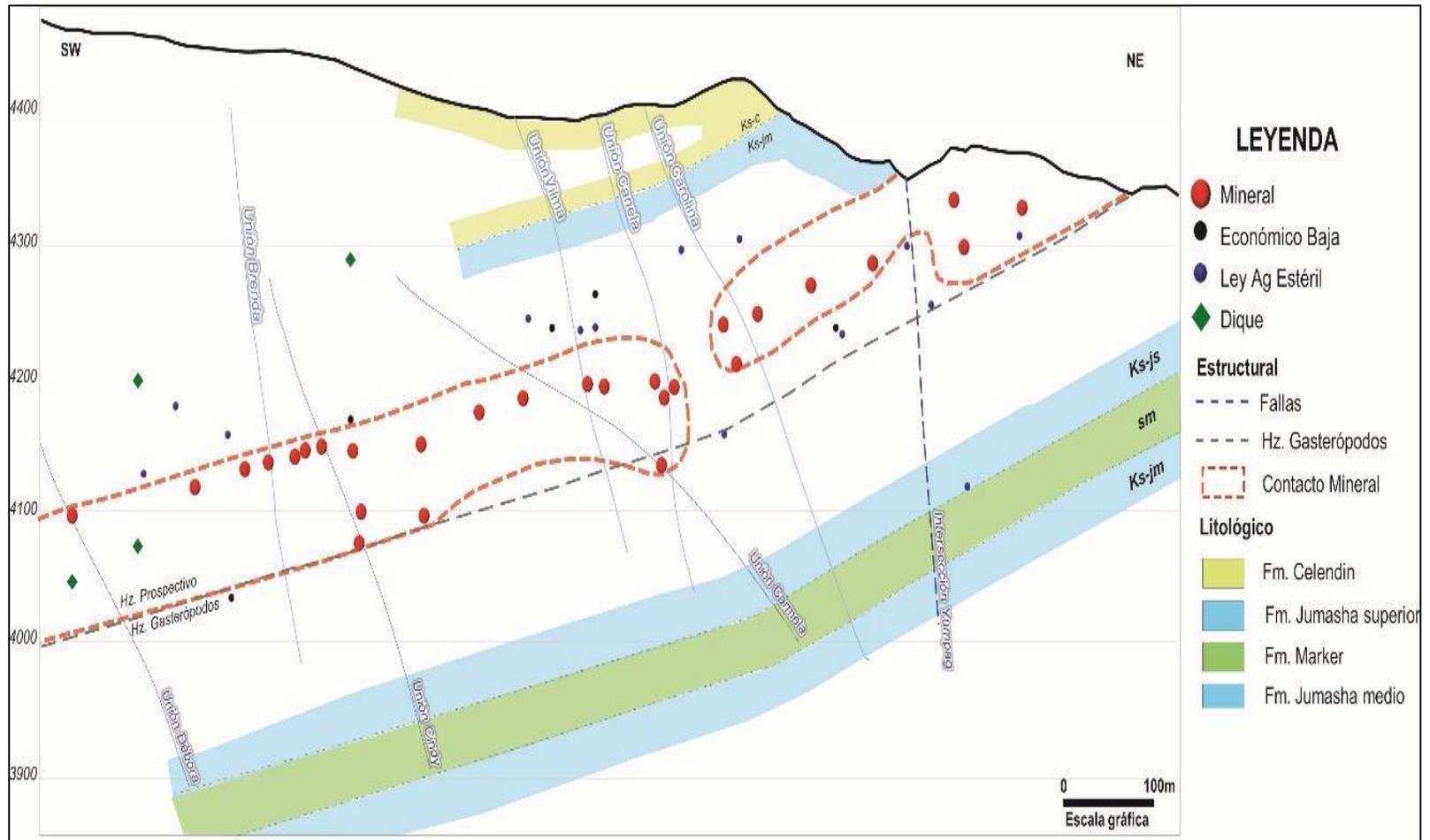


Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

1.1.2.6. Geología económica

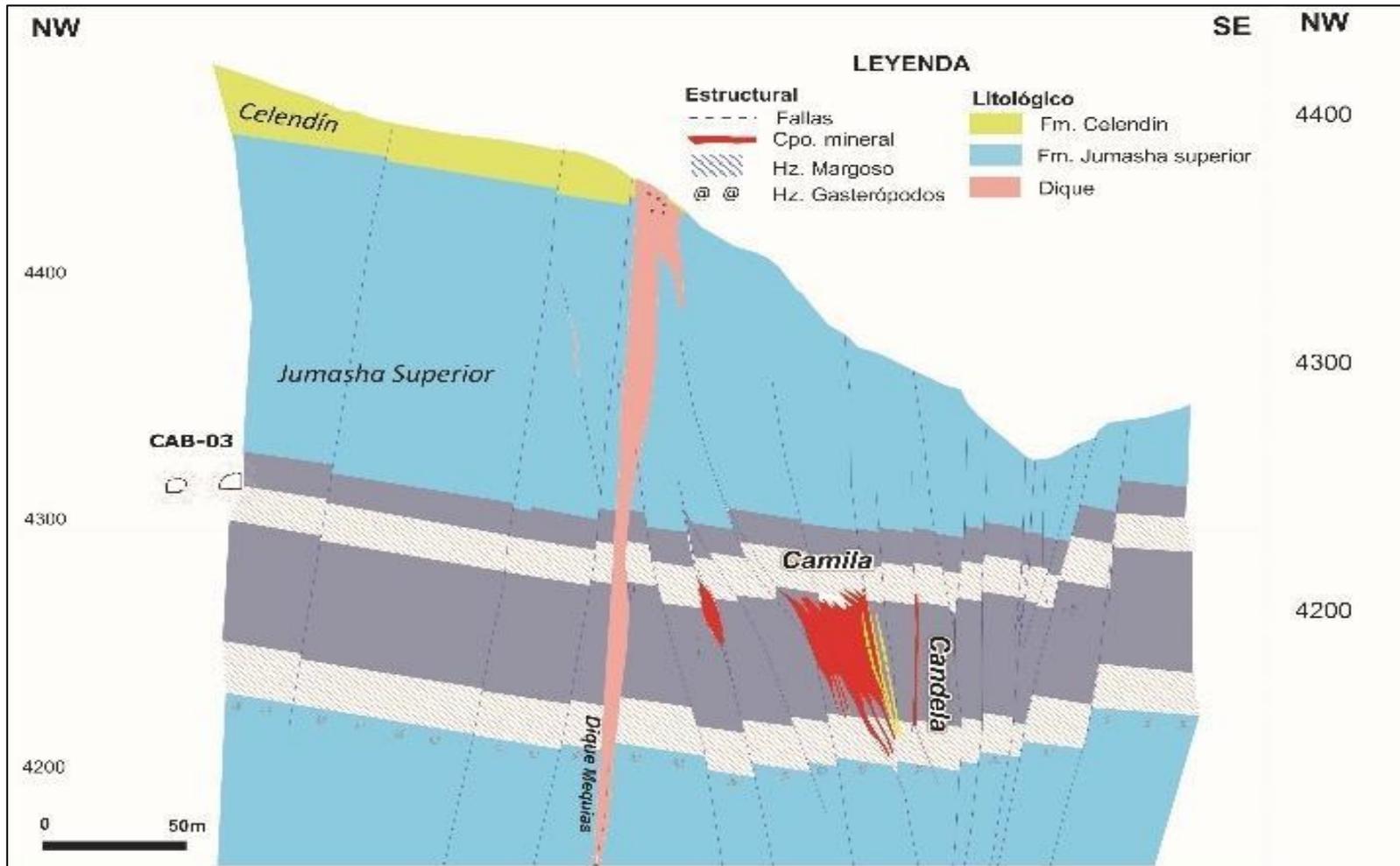
La mineralización del Proyecto Yumpag (Ag-Mn-Zn-Pb) están emplazados en la intersección de estructuras de dirección N60° a E-W con un nivel de calizas favorables, con poco contenido de arcillas, textura packstone a grainstone, con una abundante fauna de foraminíferos, la cual se define como “horizonte prospectivo” dentro del Jumasha Superior. Por ende, este horizonte prospectivo se ubica entre uno de gasterópodos infrayacente y otro margoso suprayacente, este horizonte también está mineralizado en la estructura Tomasa-Angélica. Luego aparece al horizonte prospectivo, que inicia con un nivel de algunos metros de calizas margosas que dan paso a calizas limpias beige fosilíferos de textura packstone a grainstone con foraminíferos que son indistinguibles del horizonte de gasterópodos y son el huésped del ancho de la mineralización en Camila. Ver figura 7 y 8.

Figura 7. Sección longitudinal de la estructura mineralizada del Proyecto Yumpag



Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

Figura 8. Secciones transversales del Proyecto Yumpag



Nota. Fuente: Área de Geología Buenaventura S.A.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿De qué manera influirá la optimización de la malla de perforación en la mejora de los parámetros de avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A. 2022?

1.3.2. Problemas Específicos.

¿La implementación de la nueva malla de perforación permite la mejora de la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A. 2022?

¿La optimización de la malla de perforación influirá positivamente en la reducción del factor de avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A. 2022?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Optimizar la malla de perforación para mejorar los parámetros de avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A.,2022.

1.4.2. Objetivos Específicos.

Implementar la nueva malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A., 2022.

Reducir el factor de avance por disparo mediante la optimización de la malla de perforación en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A., 2022.

1.5. Justificación de la investigación

El sustento del siguiente trabajo es a consecuencia constante de la baja eficiencia de avance lineal en la Rampa negativa 4490. En este sentido la presente investigación titulado “Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag Mina Buenaventura S.A., 2022.” se enfocará en identificar, clasificar y cuantificar datos obtenidos insitu en el campo respecto a las actividades de la perforación y voladura de la rampa negativa para luego analizarlos y obtener datos que nos permitan optimizar mediante modelos matemáticos la malla de perforación, este proceso contribuirá a mejorar la eficiencia por disparo, como también no exceder la sobre rotura y reducir el factor de carga.

La presente investigación también colabora al sector minero en general ya que será un aporte que servirá como guía para la toma de decisiones.

1.6. Limitaciones de la investigación

En el presente trabajo de investigación no se dieron limites en relación a la recolección de datos, respecto al financiamiento se tuvo gran apoyo por parte la empresa y en la limitación personal no se tuvieron dificultades ya que el tesista se encontraba centrado en la obtención de resultados.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Para el siguiente proyecto de investigación se requirió indagar investigaciones previas con respecto al tema de investigación, confirmando que existe investigaciones a nivel de pregrado desarrolladas con ciertas similitudes aplicadas a la minería subterránea, sin embargo, se tuvo que ordenar los datos recolectados para posteriormente analizarlos.

2.1.1. Antecedentes Nacionales.

Rivera, H. (2019). En su tema de investigación “Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III”; teniendo como problema general ¿Cómo optimizará la perforación y voladura en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg?, se presentó como objetivo general Optimizar las operaciones de perforación y voladura desarrollado con un diseño mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg. El diseño

de investigación es aplicativo y cuantitativo, donde el autor concluye que, “La nueva malla de perforación y voladura de sección 4.0 x 4.5, se logra reducir la cantidad de taladros de 65 taladros a 52 taladros perforados y tener una buena distribución de acuerdo a los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros. La actual malla de perforación y voladura se incrementó la eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros, reducir el factor de carga explosiva de 3.47 Kg/m³ a 2.52 Kg/m³, y reducir la sobre excavación hastiales y corona” (p.128).

Choque, C. (2019). En su tesis denominado “Optimización de perforación y voladura en la construcción de la Rampa negativa 440 en la empresa Minera MACDESA” Propuso como: problema general ¿Se podrá optimizar la perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla de perforación en la construcción de la rampa negativa 440 Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A.? y Objetivo general, Optimizar la perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla de perforación en la construcción de la rampa negativa 440 Empresa Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. El diseño de investigación fue descriptivo y aplicativo. El autor concluye “Teniendo el diseño de malla de perforación para sección de 4.00 m x 4.00 m; con un arranque de 04 taladros de alivio con diámetro de 0.102 m; 37 taladros cargados y 04 taladros sin carga en la corona de diámetro 0.045 m, tuvimos como resultado una eficiencia de 3.00 metros. Con este nuevo diseño de malla se aplicó en la rampa reduciendo el factor de carga explosiva de 3.65 kg/m³ a 2.15 kg/m³, y mediante la voladura controlada no generar sobre excavación en las hastiales y corono”. (p.88)

2.1.2. Antecedentes Internacionales.

Araya, A. (2018). Presento la tesis “Evaluación de la metodología Roger Homlberg para el diseño de túneles mineros” Universidad Nacional Andrés Bello-Chile, cuyo objetivo general fue; desarrollar la metodología de Roger Holmberg diseñando la frente de un túnel, analizando sus resultados y variables para minería subterránea. Concluye “Diseñar cada una de las secciones de una frente variará al diseñar la rainura, de acuerdo con la metodología mientras más tiros de alivio más separados estarán los tiros de la rainura entre sí, y reduce la cantidad de perforaciones a realizar en la frente de 64 a 58 para un diseño con uno y dos tiros de alivio, los promedios obtenidos en el avance fueron 3.02 m por disparo que representa el 95% aproximadamente aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg”

Arias, O. (2023). En su investigación “Optimización del diseño de malla de perforación subterránea en el frente de avance 70 de la mina PROMINE, Camilo Ponce Enríquez – Azuay” Universidad del Azuay – Ecuador, donde el objetivo general es la optimización de una nueva malla de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance en la mina PROMINE. El autor concluye “Con el diseño de los patrones de perforación y voladura adecuados la nueva malla para la mina PROMINE, se determinó que un diámetro de 2 pulgadas, genera una cantidad de 32 barrenos, consumiendo un total de 34,08 kg de sustancia explosiva, con un avance de 1,91 m, llegando a una eficiencia del 94%. adquiriendo un consumo específico del 3,84 kg/m³ que está dentro del rango calculado por el modelo matemático que es del 2,89 a 4,01 kg/m³ a diferencia del utilizado por la mina que sobrepasa el rango máximo” (p.70)

2.2. Bases teóricas – Científicas

2.2.1. Comportamiento geomecánico del macizo rocoso.

El macizo rocoso es un medio discontinuo, complejo, con un comportamiento geomecánico que puede ser estudiado y clasificado en función de su aptitud para distintas aplicaciones, tanto en minera o en obra civiles, considerando las propiedades y características de las discontinuidades, estructuras geológicas, factores geoambientales como el grado de meteorización, aguas subterráneas entre otros parámetros; con el fin de determinar el índice de la calidad de la roca.

2.2.1.1. Clasificación geomecánica RMR

Bieniawski desarrolla el sistema RMR donde designa valores para la clasificación geomecánica de 0 – 100 considerando parámetros como el RQD, el espaciamiento, orientación y condición de las discontinuidades, como también de la resistencia uniaxial y presencia de agua para tal clasificación. (Bieniawski, 1989).

Orientación de las discontinuidades

La orientación de la discontinuidad se determina por el rumbo y el buzamiento de la misma, donde forma familias o sistemas de discontinuidades. Esta característica examina la posibilidad de que el macizo rocoso presente condiciones favorables o desfavorables para la estabilidad, de tal forma que influya la redistribución de esfuerzos en los planos de la discontinuidad. (Cañapataña C, 2019)

Condición de las discontinuidades

La condición se subdivide en subcategorías según el estado de las discontinuidades como la persistencia que nos define al tamaño o longitud de

la discontinuidad; la apertura, se refiere a la separación perpendicular entre los labios de las juntas; el coeficiente de rugosidad, que es la irregularidad de la cara de la discontinuidad o aspereza de la superficie de la discontinuidad; el relleno, refiere al material dentro de la junta o discontinuidad; la meteorización de la rocas, refiere al grado de modificación en la composición de la roca insitu a causa de agentes atmosféricos. (Cañapataña C, 2019)

Espaciamiento de las discontinuidades

Este indicador es un factor que repercute según el tamaño de los bloques del macizo rocoso (cuñas), del mismo modo en la permeabilidad de la roca (secundaria o fracturamiento) hace depender la circulación de las aguas subterráneas, este espaciamiento se mide perpendicular de dos juntas de una misma familia. mientras más alejados estén las juntas más estable y resistente será el macizo rocoso, caso contrario aumenta la inestabilidad de la masa rocosa. (Cañapataña C, 2019)

Grado de fracturación del macizo RQD

Es la relación que existe entre el tamaño de las muestras de testigos o longitudes de los testigos de perforación mayor a 0.10 m y el total del tramo de la longitud del testigo, se determina mediante la fórmula 1 y se deduce los valores según la tabla 3.

$$RQD = \frac{\sum(\text{longitud de trosos de testigos} \geq 10)}{\text{longitud total}} \quad (1)$$
$$\times 100\%$$

Tabla 3. Índice de calidad de la roca (RQD)

RQD %	CALIDAD
<25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Media
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Nota. Fuente: Bieniawski, 1989.

Condiciones hidrogeológicas

Las aguas subterráneas son muy comunes dentro de la actividad minera, lo cual es un parámetro a tener en consideración donde mayormente la circulación del agua es por medio de fallas, juntas, diaclasas, la estabilidad del macizo rocoso será mayor cuando presenta nulo o muy poca agua y la inestabilidad se incrementa a mayor cantidad de fluidos de agua. (Cañapataña C, 2019)

2.2.1.2. Índice de resistencia geológica GSI

GSI es un parámetro que evalúa la calidad del macizo roco en función de la condición estructural donde se verifica el grado de fractura o el número de discontinuidades del macizo rocoso insitu, tamaño de los boques y de la condición resistencia o condición superficial donde se verifica la alteración de las discontinuidades.

Con el propósito de ampliar el rango de estudio y de aplicación del criterio generalizado, sobre todo a macizos rocosos de mala calidad, y emplear parámetros más geológicos para la evaluación de su resistencia, Hoek (1994)

y Hoek et al, (1995) han propuesto un índice geológico de resistencia, donde $GSI = RMR - 5$. (Cañapataña C, 2019)

2.2.1.3. Índice de la calidad de la roca Q

El índice Q fue desarrollada por Barton en 1974, esta clasificación geomecánica nos permite determinar y aplicar los diferentes tipos de sostenimientos en minería subterránea siguiendo ciertos parámetros geotécnicos de la masa rocosa. El valor numérico de este índice Q varía sobre una escala logarítmica desde 0.0001 hasta un máximo de 1,000, y se calcula teniendo en cuenta los siguientes parámetros. (Barton, 1974)

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (2)$$

Índice de calidad de la roca (RQD)

Es el índice de diaclasa (J_n)

Es el índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas (J_r)

Es el índice de alteración de las discontinuidades (J_a)

Factor de reducción por la presencia de agua (J_w)

Factor de estado tensional (SRF)

2.2.2. Diseño de la malla de perforación

2.2.2.1. Método de Holmberg para un diseño de malla

La metodología de Roger Holmberg es una de las teorías más utilizadas dentro de la minería subterránea en lo cual consiste en dividir el frente del túnel en secciones para facilitar el cálculo de la perforación y

voladura, siendo vital el inicio de la voladura y los taladros vacíos para el diseño de la malla de perforación, lo cual se limita la eficiencia de disparo por el diámetro de taladro vacío, desviación y emboquillamiento de taladro, logrando un avance previsto del 95% de la perforación efectiva, considerando la geomecánica presente en la mina y el tipo de mezcla explosiva. (Holmberg, 1979)

Para la ejecución de las labores subterráneas, se utiliza cada vez mayor diámetro de taladro y mayor cantidad de mezcla explosiva. Los cálculos realizados en el diseño de la malla solo cumplirán el objetivo cuando la perforación de los taladros de producción y alivio sean según el diseño considerando los parámetros de longitud, diámetro, inclinación, y distribución de taladros sean correctos. Y en la voladura tener presente las propiedades físicas y químicas del explosivo, cantidad de explosivo necesario para el frente, de esa manera se asegura que en la detonación de la labor subterránea cumpla con el avance efectivo. (Rivera, 2019)

Teoría de Roger Holmberg.

Según la teoría la longitud entre el taladro central de alivio o el área vacía y los taladros de arranque de la primera sección no debería superar de 1.7 el diámetro del taladro de alivio; para una buena fragmentación y una buena voladura de la roca, puesto que el parámetro de la fragmentación dependerá según el tipo de explosivo, geomecánica de la roca y el burden en la primera sección con los taladros vacíos. El diseño para el cálculo de la voladura, se dividen en arranque, hastiales arrastre, techos; al ser frentes con

solo una cara libre es necesario realizar un área vacío equivalente a taladros vacíos o huecos para formar la salida e inicia la voladura. (López J, 2003)

El diámetro del taladro de alivio podría ser igual o mayor a los taladros de producción y cumplir la condición donde el área arrancada en el cuadrante limitado por los taladros de alivio multiplicada por el factor de esponjamiento debe de ser menor al área rimada por los 4 taladros de alivio. La obtención de un buen resultado en el diseño de malla es necesario contar con bases teóricas como son las teorías suecas de Langefors y Kihlstrom (1963). En las modificaciones de las teorías suecas por Holmberg (1986). Y en las actualizaciones de Oloffsso (1990).

Las aplicaciones de dichas teorías y la experiencia en la perforación y voladura nos permiten realizar ajustes necesarios en campo, realizando un buen paralelismo de los taladros y no exceder la desviación al 2%, para llegar al óptimo avance de un 95% de la longitud efectiva de perforación. El análisis y la interpretación para el diseño de perforación y voladura mediante el método de Holmberg el siguiente parámetro descritos.

2.2.2.2. Generalidades y parámetros de perforación

La perforación y voladura es un método aplicable a la extracción de roca con fines económicos en terrenos duros o compactos, en la cual los medios mecánicos son muy difíciles de aplicar y no es rentable. Así, partiendo de esta definición, esta técnica es aplicable a cualquier método de explotación en minera u obras en el área civil, donde sea necesario un movimiento de tierras, la técnica de perforación y voladura se basa en realizar de perforaciones o huecos en la roca, donde luego se colocarán explosivos que,

según las dimensiones y el diseño, y mediante su detonación; ello transmite la energía suficiente para la fragmentación o ruptura del macizo rocoso a explotar. De este modo, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013)

La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es una de las primeras operaciones en el sector de la minería y su finalidad es realizar o abrir huecos, distribuidos según una geometría diseñada dentro del macizo rocoso, para posteriormente ser rellenada con un determinado explosivo con sus accesorios iniciadores. (López Jimeno, López Jimeno, & García Bermúdez, 2003)

Cálculo del área de la labor (m²).

Es importante para el inicio del diseño de perforación y voladura realiza el cálculo la sección de la labor mediante la siguiente ecuación:

$$S = \left(\frac{\pi * r^2}{2}\right) + \{r[A - (2 * r)]\} + [A(H - r)] \quad (3)$$

S = Área de la sección de la labor (m²)

r = Radio del arco de la labor (m)

H = Altura de la labor (m)

A = Ancho de la labor (m)

π = Constante definido (3.14159)

Cálculo del perímetro de la labor (m).

Para el cálculo del perímetro se determina mediante el cálculo de la ecuación 4.

$$P_{Perímetro} = (\pi * r) + 2(H - r) + 2(A - r) \quad (4)$$

P = Perímetro de la labor (m)

r = Radio del arco de la labor (m)

H = Altura de la labor (m)

A = Ancho de la labor (m)

π = Constante definido (3.14159)

Cálculo del número de taladros.

Existen dos ecuaciones empíricas que nos permiten determinar la cantidad de taladros que se requiere en cada frente.

El primer modelo matemático es el siguiente:

$$N_{Taladros} = 10\sqrt{A * H} \quad (5)$$

N = Número de taladros

H = Altura de la labor (m)

A = Ancho de labor (m)

El segundo modelo matemático es aquel donde se considera la distancia de los taladros dependiendo de la dureza de la roca y además, considera un coeficiente de roca de acuerdo también a la dureza de la roca.

$$N_{Taladros} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (S * C) \quad (6)$$

P = Perímetro de la labor (m)

S = Área de la labor (m2)

dt = Distancia entre taladros

C = Factor de la roca

En este segundo modelo matemático consideramos la constante C (Ver tabla 5) y la distancia entre taladros que depende del tipo de roca (Ver tabla 4).

Tabla 4. *Distancia entre taladros según la dureza de la roca.*

DISTANCIAS ENTRE TALADROS			
ROCA DURA (m)	0.5	0.55	0.53
ROCA INTERMEDIA (m)	0.6	0.65	0.63
ROCA SUAVE (m)	0.7	0.75	0.73

Nota. Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

Constante de la roca “C”.

El factor “c” es una medida de la cantidad de explosivo necesario para remover 1 m3 de roca. En la tabla 5 tenemos los valores de “C”, coeficiente o factor de roca según la característica de la roca.

Tabla 5. Factor de la roca según la dureza de la roca.

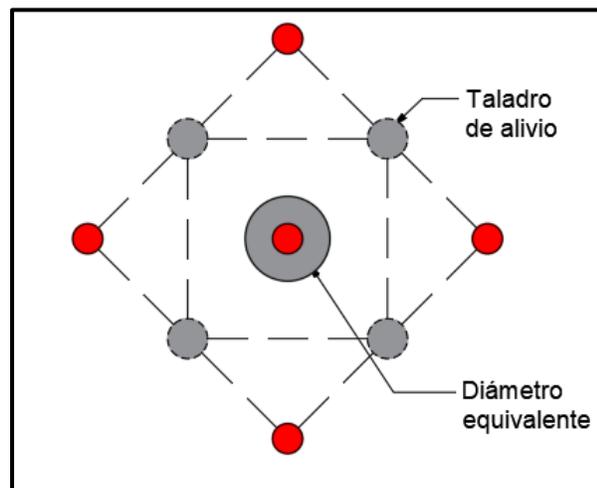
COEFICIENTE O FACTOR DE ROCA “C”	
ROCA DURA (m)	2
ROCA INTERMEDIA (m)	1.5
ROCA SUAVE (m)	1

Nota. Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2).

El diámetro equivalente para mejor entendimiento es la unión o suma de todos los taladros rimados, y formar teóricamente un solo taladro rimado o vacío que servirá como cara libre. (Ver figura 10)

Figura 9. Diámetro equivalente.



Se calcula según la siguiente con la ecuación planteada. (Holmberg, 1979)

$$\phi_2 = \phi_1 \times \sqrt{N} \quad (7)$$

\varnothing_2 = Diámetro equivalente (m)

\varnothing_1 = Diámetro taladro vacío o de alivio (m)

N = Cantidad de taladros vacíos o de alivio

Calculó de la longitud de avance por disparo "L":

Es la longitud se calcula de acuerdo a la longitud de la barra efectiva de perforación, y según Holmberg es el 95% de eficiencia de perforación.

$$L = 95\% * H_{Longitud\ de\ barra\ efectiva} \quad (8)$$

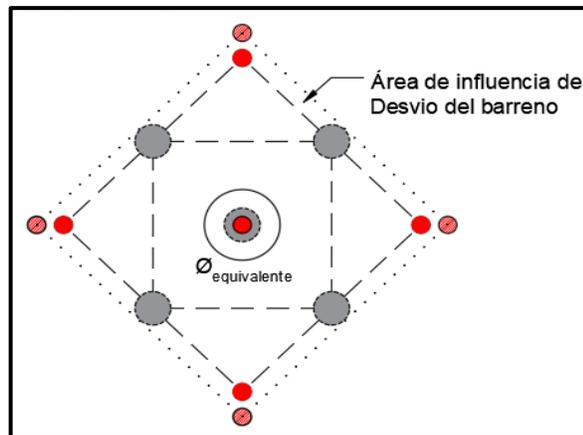
H = Longitud de barra de perforación efectiva (m)

L = Longitud de perforación efectiva (m)

Cálculo error de perforación (Ψ)

El error de perforación varía de acuerdo a la desviación de emboquillamiento o empate que está relacionado directamente a la pericia del operador y a la desviación angular. A menor desviación mayor eficiencia de disparo.

Figura 10. Error de perforación.



$$\Psi = (\alpha * L) + \beta \quad (9)$$

Ψ = Error de perforación (m)

α = Desviación angula (m/m)

L = Longitud de perforación efectiva (m)

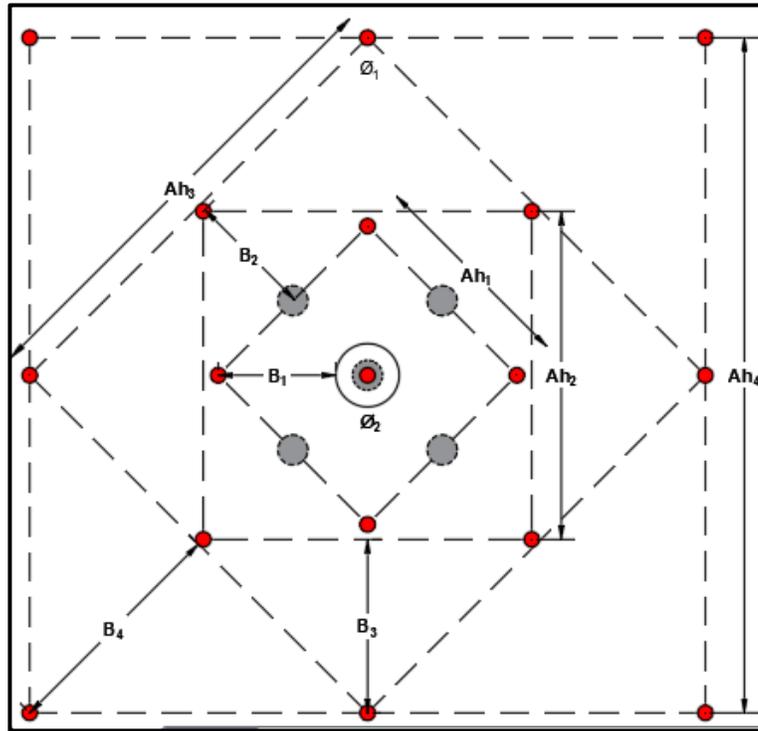
β = Desviación de emboquillamiento o empate (m)

2.2.2.3. Calculo para diseñar el arranque

El diseño del arranque es una de las más importantes secciones ya que de ello dependerá una buena o mala eficiencia de disparo, para ello el vital mantener un buen paralelismo y minimizar el error o desvió de taladros.

El arranque más práctico y con varios taladros de alivio es el de cuatro secciones, el burden entre el taladro central (Alivio) y los taladros de arranque de la primera sección, no debe ser mayor a $(1,7 \varnothing e)$ para lograr una fragmentación y salida satisfactoria de la masa rocosa. (Langefors, U. & Kihlstrom, B. 1963).

Figura 10. Diseño de arranque de cuatro secciones.



Nota. Fuente Manual de P&V. (López Jimeno, 2003)

Cálculo del burden equivalente "B_e":

El burden equivalente es la longitud entre el eje del diámetro equivalente al eje del taladro de arranque de la primera sección, con la siguiente ecuación.

$$B_{e_max.} = \left(\frac{\pi \times \varnothing_2}{2} \right) \quad (10)$$

$B_{(e_max)}$ = Burden equivalente máximo (m)

\varnothing_2 = Diámetro equivalente (m)

π = Constante definido (3.14159)

Cálculo de burden práctico “ B_p ”

Al existir una desviación en la perforación ya sea por pericia del operador, problemas del equipo, accesorios de perforación, etc. El burden práctico o real se calcula de la siguiente ecuación:

$$B_p = B_{e-max} - \Psi \quad (11)$$

$B_{(e-max)}$ = Burden equivalente máximo (m)

B_p = Burden práctico (m)

Ψ = Error de perforación (m)

Cálculo de longitud X_a y X_b , y el ancho de abertura " ϕ_0 ".

Para el cálculo de la distancia X_a y X_b se realiza mediante la ecuación 12, X_a y X_b son longitudes iguales por tratarse de arranques de secciones cuadradas como se verifica en la Figura 11.

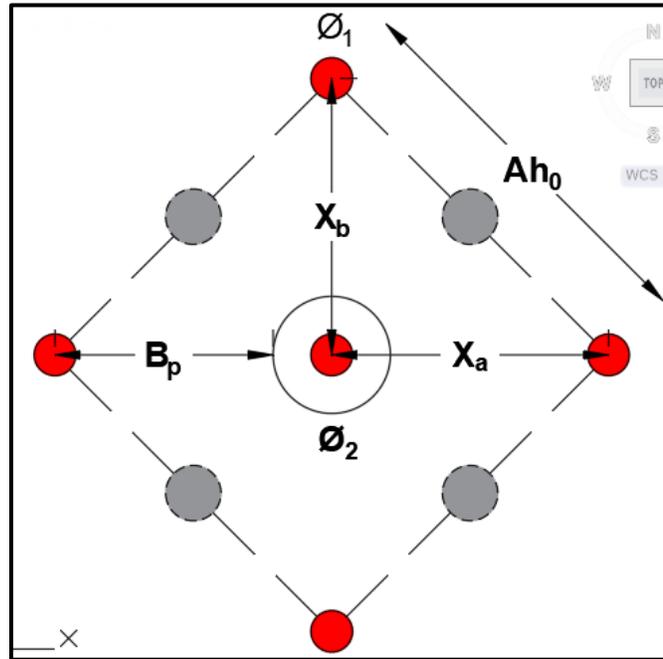
$$X_a = X_b = \left(\frac{\phi_2}{2}\right) + B_p \quad (12)$$

B_p = Burden práctico (m)

$X_a = X_b$ = Longitud desde el eje del arranque (m)

ϕ_2 = Diámetro equivalente (m)

Figura 11. Ancho de abertura en el diseño arranque



Para el cálculo del ancho de la abertura se halla por el teorema de Pitágoras como se muestra en la figura 11.

$$Ah_0 = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad (13)$$

$X_a = X_b =$ Longitud desde el eje del arranque (m)

$Ah_0 =$ Ancho de la abertura del arranque (m)

Cálculo de consumo específico de explosivos “C.E.” formula modificada de Ashby.

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * Tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}} \quad (14)$$

CE = Consumo específico de explosivos (kg/m³)

RQD = Dato según la característica geomecánica de la roca

GSI = Dato según la característica geomecánica de la roca

ρ_r = Densidad de la roca

Cálculo de la constante de roca “C” con la siguiente fórmula propuesta por Langefors

$$C = 0.8784 \times (CE) + 0.052 \quad (15)$$

CE = Consumo específico de explosivos (kg/m³)

C = Constante o factor de roca (kg/m³)

Cálculo de la concentración lineal de carga en el arranque “q₀”:

Para el cálculo de la concentración lineal de carga (kg/m) Persson, P.A. et al (1994) plantea la siguiente ecuación.

$$q_0 = 55 \times \phi_1 \left(\frac{B_e}{\phi_2} \right)^{1.5} \times \left(B_e - \frac{\phi_2}{2} \right) \times \left(\frac{C}{0.4} \right) \times \left(\frac{1}{RWS_{anf0}} \right) \quad (16)$$

ϕ_1 = Diámetro del taladro de arranque (m)

ϕ_2 = Diámetro equivalente (m)

B_e = Burden equivalente (m)

C = Constante o factor de roca (kg/m³)

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo a usar.

Cálculo de la longitud de taco o retacados:

$$T = 10 * \phi_1 \quad (17)$$

ϕ_1 = Diámetro del taladro de arranque (m)

T = Longitud del taco (m)

Cálculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:

$$L_{carga} = L_{perforado} - T \quad (18)$$

T = Longitud del taco (m)

L_{carga} = Longitud a cargar con el explosivo (m)

$L_{perforado}$ = Longitud del taladro perforado (m)

Cálculo de cartuchos por taladro en el arranque

Se determina según la longitud de perforación y la longitud del cartucho que se empleara en el arranque.

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 \times B_{e-max})}{Longitud\ de\ un\ cartucho} \quad (19)$$

L = Longitud del taladro perforado (m)

$B_{(e-max)}$ = Burden equivalente máximo (m)

$L_{Cartucho}$ = Longitud de un cartucho del explosivo a usar

Cálculo de masa explosiva por taladro "Qe"

Es el peso en kg de explosivo por taladro en la primera sección del arranque. Se determina según la ecuación:

$$Q_e = q_0 \times L_{carga} \quad (20)$$

q_0 = Concentración lineal de carga del arranque (kg/m)

L_{carga} = Longitud a cargar con el explosivo (m)

2.2.2.4. Cálculo para diseñar el primer cuadrante o taladros de ayuda.

Para hallar el primer cuadrante se tendrá en cuenta que ya existe un área libre de ancho (**Ah₀**) disparado por el arranque, en lo cual se prosigue con el cálculo siguiente.

Cálculo de burden "**B_{max 1}**"

$$B_{max_1} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{Ah_0 \times q_0 \times RWS_{Anfo}}{\phi_1 \times C}} \right] \quad (21)$$

$B_{(max_1)}$ = Burden máximo del primer cuadrante (m)

q_0 = Concentración lineal de carga del arranque (kg/m)

Ah_0 = Ancho de la abertura del arranque (m)

ϕ_1 = Diámetro del taladro de producción (m)

C = Constante o factor de roca (kg/m³)

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo a usar.

Cálculo del burden practico "**B_{p 1}**"

El burden practico se hallará restando el error de perforación.

$$Bp_1 = (B_{max_1} - \Psi) \quad (22)$$

Bp_1 = Burden práctico del primer cuadrante (m)

$B_{(\max_1)}$ = Burden máximo del primer cuadrante (m)

Ψ = Error de perforación (m)

Cálculo de la longitud X_c y X_d , y el ancho de abertura" Ah_1 ".

Cálculo de la longitud X_c y X_d en el primer cuadrante.

$$X_c = X_d = \left(\frac{Ah_0}{2}\right) + Bp_1 \quad (23)$$

Cálculo del ancho de la abertura en el primer cuadrante (Ah_0)

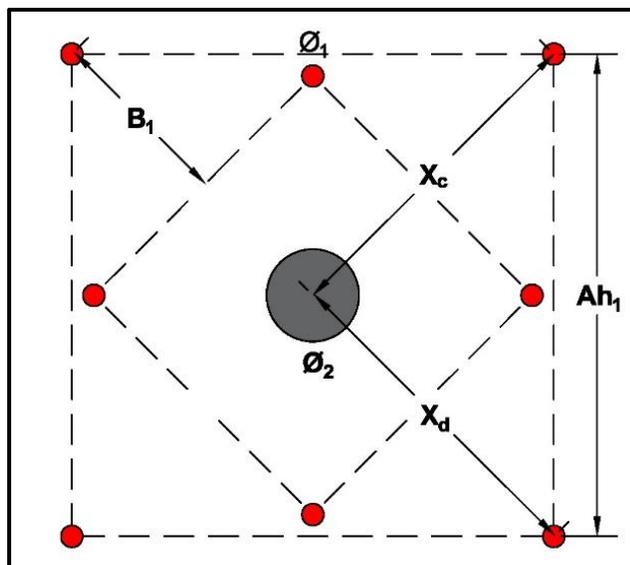
$$Ah_1 = \sqrt{Xc^2 + Xd^2} \quad (24)$$

Bp_1 = Burden práctico del primer cuadrante (m)

$X_c = X_d$ = Longitud desde el eje del arranque hacia la esquina del primer cuadrante (m)

Ah_0 = Ancho de la abertura del arranque (m)

Figura 12. *Diseño de arranque en el primer cuadrante*



Cálculo de la concentración lineal de carga “q1”:

$$q_1 = \frac{32.3 \times \phi_1 \times C \times B_{\max_1}}{RWS_{anfo} \times \text{Sen} \left[\arctan \left(\frac{Ah_0}{2 \times B_{\max_1}} \right)^{1.5} \right]} \quad (25)$$

q_1 = Concentración lineal de carga primer cuadrante (kg/m)

$B_{(\max_1)}$ = Burden máximo del primer cuadrante (m)

ϕ_1 = Diámetro del taladro de producción (m)

Ah_0 = Ancho de la abertura del arranque (m)

C = Constante o factor de roca (kg/m³)

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo a usar.

Cálculo del número de cartuchos por taladro.

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 \times B_{\max_1})}{L_{Cartucho}} \quad (26)$$

L = Longitud efectiva de perforación (m)

B_{\max_1} = Burden máximo en el primer cuadrante (m)

$L_{Cartucho}$ = Longitud del cartucho a emplear (m).

Calculo para la Comprobación si se requiere seguir diseñando más cuadrantes

Para la corroboración se calcula mediante la ecuación 27, donde el ancho de la última abertura (Ah_x) no debe de ser mayor a la raíz cuadrada de

la longitud de perforación efectiva del taladro. Caso contrario ya no se requiere el diseño de más cuadrantes.

$$Ah_x \leq \sqrt{L} \quad (27)$$

Ah_x = Ancho de la última abertura del cuadrante (m)

L = Longitud de perforación efectiva (m)

Para el cálculo de segundo y tercer cuadrante se diseña de la forma que el primer cuadrante, teniendo en cuenta los mismos modelos matemáticos.

2.2.2.5. Cálculo para diseñar taladros de hastiales.

Cálculo burden máximo "Bmax hast"

$$Bmax\ hast = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{anfo}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (28)$$

q_0 = Densidad de carga inicial (arranque)

f = Factor de fijación (tajeo horizontal)

S/B = Factor de fijación (tajeo horizontal)

RWS_{anfo} = Potencia relativa en peso del explosivo a usar.

Cálculo de burden practico "Bp hast"

$$Bp\ hast = \frac{0.2755 \times A}{2\ Flancos} \quad (29)$$

A = Ancho de labor

Cálculo de la altura donde se ubicará los taladros hastiales “ $H_{Disp\ hast}$ ”

$$H_{Disp\ hast} = H_{Labor} - r \quad (30)$$

H_{Labor} = Alto de labor (m)

r = Radio del arco de la labor (m)

Cálculo de espaciamiento de taladros de los hastiales “ $S_{Tal\ hast}$ ”

$$S_{Tal\ hast} = 0.3345 \times H_{Disp\ Hast} \quad (31)$$

$S_{Tal\ hast}$ =Espaciamiento de taladros de hastiales

$H_{Disp. Hast}$ =Altura disponible para taladros de hastiales.

Cálculo de Numero de taladros para los hastiales “ $N^{\circ}_{Tal\ hast}$ ”

$$N^{\circ}_{Tal\ Hast} = \frac{H_{Disp\ Hast}}{\left(\frac{S}{B}\right)} \quad (32)$$

$H_{Disp. Hast}$ =Altura disponible para taladros de hastiales

S/B = Factor de fijación (tajeo horizontal)

2.2.2.5. Calculo para diseñar taladros de corona.

Cálculo de espaciamiento en taladros de corona “ S_{Corona} ”

$$S_{Corona} = K \times \phi_0 \quad (33)$$

K =Constante que toma valores entre {15,16}

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

Cálculo de burden máximo para taladros de corona “ $B_{Max\ Corona}$ ”

El burden máximo en la voladura controlada en la corona es calculado por la siguiente relación de espaciamento y burden ($s/b = 0.80$), donde s/b debe ser menor a 1.

$$B_{Max\ Corona} = \frac{S}{0.80} \quad (34)$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona “ $B_{Pract\ Corona}$ ”

$$B_{Pract\ Corona} = B_{Max\ corona} - L \times Sen\gamma - \Psi \quad (35)$$

L = Longitud del taladro

γ = Angulo de los taladros de contorno

Ψ = Error de perforación

Cálculo de Numero de taladros para la corona “ $N^{\circ}_{Tal\ Corona}$ ”

$$N^{\circ}_{Tal\ Corona} = \left(\frac{A_{Labor}}{B_{Max\ Corona} \times \frac{S}{B}} \right) \quad (36)$$

A_{Labor} =Ancho de la labor

$B_{Max. Corona}$ =Burden máximo de corona

S/B = Relación espaciamento y burden

2.2.2.6. Cálculos para diseñar taladros de arrastre

Para hallar los cálculos de los taladros de arrastre se debe tener a consideración los valores ($f = 1.45$), ($S/B = 1$)

Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre “B_{Max Arrastre}”

$$B_{Max\ Arrastre} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{anfo}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (37)$$

q₀= Densidad de carga inicial

f= Factor de fijación para taladros de arrastre

S/B= Relación espaciamento y burden

RWS_{anfo}= Potencia relativa en peso del explosivo a usar.

C= Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo de burden practico para taladros de arrastre “B_{Pract Arrastre}”

$$B_{Pract\ Arrastre} = B_{Max\ Arrastre} - L \times Sen\gamma - \Psi \quad (38)$$

L= Longitud del taladro

γ= Angulo de los taladros de contorno

Ψ = Error de perforación

Cálculo de Numero de taladros para el arrastre “N^oTal Arrastre”

$$N^o_{Tal\ Arrastre} = \left(\frac{A_{Labor} + 2 \times L \times Sen(\gamma)}{B_{Max\ Arrastre} \times \frac{S}{B}} \right) \quad (39)$$

A_{Labor}=Ancho de labor

L= Longitud del taladro

γ = Angulo de los taladros de contorno

$B_{M\acute{a}x. Arrastre}$ = Burden mximo en taladro de Arrastre

S/B=Relaci3n espaciamiento y burden para taladros de arrastre

Cculo de espaciamiento para taladros de arrastre “ $S_{Tal Arrastre}$ ”

$$S_{Tal Arrastre} = \left(\frac{A_{Labor} + 2 \times L \times Sen(\gamma)}{N^{\circ}_{Tal Arrastre} - 1} \right) \quad (40)$$

A_{Labor} =Ancho de labor

L= Longitud del taladro

γ = Angulo de los taladros de contorno

$N^{\circ}_{Tal. Arrastre}$ = Numero taladro de Arrastre

2.2.3. Eficiencia de la perforaci3n

En la actividad de perforaci3n subterrnea es vital considerar el tipo de equipo de perforaci3n, accesorios de perforaci3n, dimetro de taladro de alivio y producci3n, longitud de perforaci3n, paralelismo de taladro con taladro, simetra en la malla de perforaci3n para una 3ptima eficiencia de perforaci3n estos parmetros definirn el avance, sobre rotura, consumo de explosivos, entre otros.

2.2.3.1. Equipos de perforaci3n

En la industria minera existen mltiples equipos de perforaci3n y con los avances de la tecnologa se han implementado equipos ms automatizados y eficientes al proceso de perforaci3n con el fin de optimizar el ciclo del minado.

Equipos de perforación manual

Estos equipos son empleados en la minera pequeña en labores de dimensiones reducidas facilitando la perforación de rocas, operado de forma manual, este equipo utiliza la energía neumática o accionado por aire comprimido, con un sistema roto percutivo, empleando barrenos integrales o barrenos acoplables de 2, 4, 6, 8 pies de longitud, y brocas desde los 25 hasta 50 mm de diámetro, existiendo modelos para la perforación horizontal (Jack leg), perforación verticales positivos (Stoper), perforación vertical negativo (Jack Hammer). La desventaja de estos equipos es la deficiencia en el paralelismo de los taladros, simetría, menor longitud de perforación. (Eunofre V, 2023)

Equipos de perforación mecanizadas

Son equipos trackless montado en chasis sobre ruedas y son empleados en labores subterráneas de mayor dimensión, con un sistema de percusión y percusión/rotación. Pueden ser Jumbos neumáticos o electrohidráulicos, siendo esta ultima la más utilizado en sector minero, teniendo como ventaja una mayor velocidad de penetración llegando a 0-340/0-215 rpm de velocidad de rotación, Potencia de impacto 16 - 18 kW, Tasa de impacto 60 Hz, Presión hidráulica 200 - 230 bar, Consumo de agua 40-120 l/min, longitud de perforación hasta 18 pies, precisión en la perforación. (Eunofre V, 2023)

Jumbo electrohidráulico

Existen muchos modelos de diferentes marcas (Epiroc, Resemin, entre otros), equipos que poseen desde 1, 2, 3 brazos de perforación; estas

perforadoras se caracterizan por su alta eficiencia, alta tasa de penetración y excelente economía del acero de perforación con sistema de doble amortiguación. Con sus ajustes de carrera ajustables en el perforador de roca y su cabezal delantero “Heavy Duty” (HD), puede manejar diversas condiciones de terreno e incluso las condiciones y operaciones más duras, brinda una mayor utilización de la máquina y costos de funcionamiento reducidos. (Eunofre V, 2023)

Descripcion:

El diseño del Brazo hidráulico, usa una pequeña placa de sujeción para fijar el brazo al equipo de perforación asiéndolo más estable, en diferentes posiciones de perforación. La rotación en mediante un dispositivo hidráulico de rotación, que se transmite a la viga de la deslizadera por un acoplamiento de fricción. La perforadora se encuentra siempre en el lado de la viga de la deslizadera de enfrente al operador, cualquiera que sea la posición de perforación; el cilindro basculador se usa para obtener un ángulo de abertura al perforar barrenos periféricos, también hace girar automáticamente de la posición de abertura de vuelta al paralelismo original, después de haber perforado un barreno periférico.

2.2.3.2. Accesorios de perforación

En el proceso de perforación de rocas, es fundamental el uso de diferentes accesorios de perforación; considerando múltiples factores para su elección como el diámetro de taladro, longitud de perforación, tamaño y potencia del equipo de perforación. Los accesorios de perforación están constituidos frecuentemente por brocas, barras de perforación, coupling,

Shank adapter; estos accesorios deben ser de acero resistentes a la fatiga, a la flexión, a los impactos, desgastes en las roscas. (López J, Manual de Perforación y Voladura de Rocas, 2003)

Brocas

Son accesorios de acero cortantes, resistentes al impacto, incorporado en el cabezal con insertos o botones de cilíndricos de un material muy resistente a la abrasión (Carburo de tungsteno), distribuidos sobre el cabezal, las brocas se enroscan a la barra, y cuentan con orificios para el fluido del barrido de detritos. Existiendo 2 tipos de brocas:

Brocas de botones: Se adaptan mejor la perforación con rotación, logrando una penetración rápida, más adaptable a diferentes tipos de rocas debido a las diferentes diseños y botones disponibles; habiendo diferentes tipos de botones según las necesidades, como el botón hemisférico ideal para rocas muy abrasivas, parabólico para rocas ligeramente abrasivas, cónico y balístico para rocas no abrasivas. (Boart Longyear, 2018)

Brocas de placa o pastillas: Pueden ser de diseño en cruz o en X, de diferentes tipos de carburos para variados tipos de rocas, reduce la desviación del orificio.

Brocas de escariado: Son brocas de mayores diámetros generalmente se usan para los taladros de alivio en minería subterránea, como también para drenajes, tuberías, cables eléctricos que conectan de nivel a nivel

Barras o Barrenos

Son barras de aceros muy resistentes al impacto que transmiten la fuerza de la perforadora a la broca, en los extremos tienen roscas de diferentes

hilos y son acoplables al coupling que pueden ser de sección hexagonal o redonda. (Boart Longyear, 2018)

Barras hexagonales: Estas secciones son más rígidas, más pesadas, y transfieren la energía de manera más eficiente, la rigidez de la sección transversal hace posible usar un hilo más grande.

Barras redondas: Mayormente son más ligeras que las barrillas hexagonales, normalmente se usa en aplicaciones de perforación de extensión con diámetros grandes.

Shank adapter (Adaptador)

Este acero se fija a la perforadora, y es el primer accesorio para transmitir la energía de impacto, la rotación de la barra, y el empuje. Los adaptadores machos de culata generalmente son más adecuados para aplicaciones de deriva, túnel y extensión en las que existen altas tensiones de flexión. Los adaptadores hembras de culata se usan cuando el espacio de perforación es limitado y la longitud de alimentación total es importante (es decir, atornillado del techo subterráneo). (Boart Longyear, 2018)

Coupling (Acople)

Fundamentalmente el coupling se utiliza para unir la barra y el shank o para unir barras para conseguir longitudes de mayor distancia, es el segundo acero en recibir la energía del impacto de la perforadora, su tamaño varía de acuerdo al tipo de rosca, las roscas pueden ser de tipo T, tipo R, tipo ST. Existen coupling tipo semipunte que son los más adecuados para equipos de alto poder de fuerza, puente completo que elimina la posibilidad de que el

acoplamiento se deslice a lo largo de las uniones roscadas. (Boart Longyear, 2018)

2.2.3.3. Condiciones de perforación

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Los taladros desviados, más espaciados, de longitud irregular, etc. que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible. Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad. (Exsa, 2009)

Diámetro: Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general, el de “menor diámetro factible” será el más adecuado y económico de realizar. (Exsa, 2009)

Longitud: Influye mucho en la elección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro). (Exsa, 2009)

Paralelismo y simetría: Varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido. En la mayoría de trazos de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura. (Exsa, 2009)

Estabilidad: Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que

puede ser necesario revestirlos interiormente con tubos especiales para poderlos cargar (casing) o hacer otro taladro adyacente al obturado. (Exsa, 2009)

2.2.4. Eficiencia de la voladura

2.2.4.1. Propiedades y características del explosivo

Los explosivos tienen características únicas, según el tipo de voladura a realizar y en las condiciones en la que se llevan a cabo, dichas propiedades nos permiten predecir cuáles serán los resultados de la fragmentación, desplazamiento y vibraciones más probables.

Potencia y energía

La potencia es una de las propiedades más importantes, ya que se define la energía disponible para producir efectos mecánicos. También se puede definir como la capacidad que posee el explosivo para quebrantar y proyectar la roca. Existe varios métodos para medir la potencia o la energía disponible de un explosivo como el método trauzl, mortero balístico, método de la potencia sísmica, método del cráter, método del aplastamiento de un cilindro, método de la placa, medida de la energía bajo el agua, como también formulas empíricas. (Famesa, 2019)

Velocidad de detonación

Es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía, o la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través de la columna de explosivo que provocará la transformación gran volumen de gases a elevada temperatura y presión dando lugar a que su energía se desarrolle de forma progresiva; cuando se vuelen rocas blandas o se requiera una fragmentación

gruesa, mientras que se debe escoger explosivos dotados de elevada velocidad de detonación cuando se pretendan fragmentaciones más intensas en rocas duras. El VOD se puede determinar mediante varios métodos, método D´Autriche, métodos discontinuos (Monitor BMX, fibras ópticas, Vodex), métodos continuos (Monitor Slifer, VODR-1, Sistema de sensor de alta resistencia) (Famesa, 2019)

Densidad

Esta propiedad es un factor importante para el cálculo de cantidad de carga para la voladura, generalmente en la columna explosiva se carga en el fondo del taladro un explosivo de mayor concentración de energía y de mayor densidad, mientras en el resto explosivos de menor densidad. La densidad varía de acuerdo al explosivo que pueden ser desde 0.8 g/cm³ a 1.6 g/cm³, mientras la densidad es mayor, es más intenso el poder rompedor.

Presión de detonación

Se basa en función de la densidad y del cuadrado de la VOD, los explosivos tienen una presión de detonación entre 500 Mpa a 1500 MPa. Los explosivos con mayor presión de detonación hacen más fácil la fragmentación en rocas duras, existen métodos para medir la PD como insertando sensores de presión dentro del explosivo. (Famesa, 2019)

Resistencia al agua

Es la capacidad del explosivo para resistir a la exposición al contacto del agua sin perder sus características explosivas, generalmente está vinculada a la proporción de nitroglicerina o aditivos especiales en su composición. Como por ejemplo las emulsiones, hidrogeles son muy resistentes al agua por

sus propiedades higroscópicas, caso contrario las sales oxidantes como el ANFO es nula la resistencia al agua. (Famesa, 2019)

Sensibilidad

La sensibilidad a la iniciación al explosivo debe ser activado por un iniciador adecuado, la energía de iniciación que hay que transmitirle su detonación y la voladura sea adecuada. La sensibilidad al choque o a la fricción, algunos explosivos pueden detonar por efectos de estímulos subsónicos como choques o fricción. (Famesa, 2019)

2.2.4.2. Explosivos de voladura

Se puede clasificar según su velocidad de su onda de choque, que puede ser explosivos rápidos (Detonantes) con VOD de 2000 a 7000 m/s y explosivos lentos (Deflagrantes) con VOD menor a 2000 m/s; los detonantes se dividen en primarios por su alta energía y sensibilidad y secundarios que son menos sensibles y poseen mayor poder rompedor.

ANFO

Es un agente explosivo compuesto en promedio por un 94.3 % de nitrato amónico NH_4NO_3 (Oxidante) y 5.7 % de gasoil (Combustible), el ANFO requiere de otro explosivo para iniciarse ya que no es sensible a la detonación. Con características, densidad de 0.8 g/cm^3 , velocidad de detonación de 2500 a 3000 m/s, presión de detonación de 51 kbar.

El ANFO es nula a la resistencia al agua, pues absorbe una gran cantidad de calor para su vaporización lo cual en presencia de agua baja **considerablemente** su potencia explosiva hasta perder su capacidad de

detonar, como solución se realiza el envolver en recipientes o tubos impermeables al agua. (Exsa, 2009)

Emulsiones

Explosivos acuosa que poseen altas propiedades de seguridad, potencia y **resistencia** al agua; la sensibilidad de la emulsión disminuye conforme aumenta la densidad, requiere de un iniciador potente, velocidad de detonación de 4000 a 5500 m/s, menor sensibilidad al choque o a la fricción, densidad varia 0.9 a 1.10 g/cm³, presión de detonación de 44 a 95 Kbar y posee gran seguridad de fabricación y de manipulación. (Exsa, 2009)

ANFO Pesado

Es una mezcla de ANFO y emulsión. Al presentar huecos en el ANFO, estos se pueden rellenar con explosivos líquidos como la emulsión. Con ventajas de alto nivel de energía de explosivo, mejora la sensibilidad, resistencia el agua, con una VOD de 5000 m/s y una presión de detonación 90 Kbar y densidad de 1.2 g/cm³, donde resulta una alternativa de fácil uso y menor costo. (Famesa, 2019)

Explosivos gelatinosos

Compuesto explosivo de nitroglicerina y nitrocelulosa varía entre 30 y 35 % y el resto lo compone oxidantes como el nitrato de amonio, combustibles y otros productos especiales para que sirven para corregir la higroscopicidad de los nitratos. Tiene ventajas como alta potencia, densidad alta 1.2 hasta 1.5 g/cm³, elevada VOD 5000 hasta 6000 m/s, resistencia al agua y estabilidad química; sin embargo, también presenta importantes inconvenientes como el elevado riesgo de fabricación y transporte, son

sensibles a estímulos subsónicos, costo de fabricación elevado. (Famesa, 2019)

2.2.4.3. Voladura controlada

La voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobre rotura, a la vez que evita el agrietamiento excesivo de la roca adyacente, generando mayor estabilidad. La voladura controlada consiste en realizar el carguío de explosivos de baja energía taladros de contorno, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la forma de la labor. Existe voladura controlado de precorte, recorte, de contorno o voladura suave (*smooth blasting*); en el caso de túneles también suele denominarse voladura periférica. (Exsa, 2009)

Voladuras de precorte

El disparo para este corte es anterior a la voladura principal, el propósito del precorte es el de formar un plano de fractura a través del cual las grietas radiales de la voladura de producción no puedan pasar. Secundariamente, el plano de fractura formado puede ser estéticamente atractivo y permitir el uso de taludes con mayor pendiente y que requieren de menor mantenimiento. Debe pensarse en el precorte cómo una medida de protección para mantener la pared final sin daños causados por la voladura de producción. (Exsa, 2009)

Voladura de recorte

Es una técnica de control que se utiliza para limpiar o afinar una pared final después de la voladura de producción; la hilera de barrenos de recorte

alrededor del perímetro es la última en dispararse en una voladura de producción, no realiza ninguna función para proteger la estabilidad de la pared final. Las grietas radiales de la voladura de producción pueden viajar dentro de la pared final. El único propósito de una voladura de recorte es el crear un perímetro estéticamente atractivo y estable. (Exsa, 2009)

Voladuras amortiguadas

La voladura amortiguada también denominada suave o cushion blasting, recientemente ha incrementado sus posibilidades con el desarrollo de nuevas técnicas como la de ADP (Air Deck Presplitting) y la de cargas especiales de baja densidad como ANFO combinado con prills de polietileno, aunque en este caso se presentan problemas de segregación en el carguío neumático por diferencias de densidad.

También se considera dentro de esta técnica a la “perforación en línea” (line drilling) o control de fractura límite, en la que una fila de taladros de pequeño diámetro, estrechamente espaciados y sin carga explosiva crean un plano de debilidad que producirá el corte como efecto de la voladura principal. El plano actuará como una cortina que limita el paso de las ondas explosivas hacia atrás. (Exsa, 2009)

2.3. Definición de términos básicos

Avance por disparo: Es el avance lineal después de haber realizado la voladura, va depender de la longitud de perforación del taladro, eficiencia de perforación y eficiencia de disparo.

Burden: Distancia perpendicular desde el eje de un taladro hacia la cara libre.

Cara libre: Superficie en contacto con el medio ambiente, donde su función es crear otra cara libre con mayor abertura hacia el cual se desplaza el material del disparo del arranque.

Espaciamento: Es la distancia desde un eje de un taladro entre taladro de un mismo cuadrante.

Factor de carga: Es la cantidad de explosivo en kilogramos por cada metro cubico de roca volado, este indicador de voladura nos permite calcular el consumo de explosivo total y eficiencia de voladura.

Malla de perforación: Consiste en la forma en que se distribuye los números de taladros considerando la distancia del burden y espaciamento dentro de la sección de una labor

Optimizacion: Mejorar un conjunto de operaciones para incrementar la productividad del proceso.

Perforación: Realizar la acción de abrir una cavidad cilíndrica mediante equipos de perforación según el diámetro de la broca y longitud de la barra.

Sobre rotura: Es el área excedente de una sección diseñada de una labor minera, debilitando la roca remanente en la periferia de techo y hastiales, generando un sobre costo en las actividades de sostenimiento, limpieza y carguío.

Taladro: Hueco cilíndrico destinado a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores según un factor de carga.

Voladura: Es la acción de fracturar y desplazar un conjunto de rocas mediante el empleo de explosivos con el fin de abrir una sección determinado.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Si optimizamos la malla de perforación, entonces mejorará los parámetros de avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag Mina Buenaventura S.A. 2022.

2.4.2. Hipótesis Específicos.

Al implementar la nueva malla de perforación mejorará la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A. 2022.

La optimización de la malla de perforación permitirá reducir el factor de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag Mina Buenaventura S.A. 2022.

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variable independiente:

Optimización de la malla de perforación.

2.5.2. Variable dependiente:

Mejorar la eficiencia de avance por disparo.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

El cuadro de operacional de variables nos permitirá definir y medir los indicadores para determinar nuestras dimensiones y posterior determinar las variables más óptimas para el trabajo de investigación.

Tabla 6. Cuadro operacional de variables.

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable Independiente	Rivera Huirse, H. (2019) define que la perforación es una de las operaciones primordiales en el rubro minero, optimizando según diferentes diseños, sustentados en múltiples modelos matemáticos, con el objetivo de perfeccionar la malla de perforación. (p.15)	El optimizar una malla de perforación requiere analizar parámetros como el comportamiento del macizo rocoso y su clasificación, y calcular el diseño mediante los modelos matemáticos para la óptima malla de perforación.	Comportamiento Geomecánico del Macizo Rocosos Diseño de la malla de perforación	Clasificación Geomecánica RMR Índice de resistencia Geológica (GSI) Índice de la calidad de la roca Q Generalidades y parámetros de perforación (Teoría de Holmberg) Diseño de arranque de perforación Diseño de taladros de ayudas Diseño de taladros de cuadradores Diseño de taladros de corona Diseño de taladros de arrastre
Variable dependiente	Romani, C. (2018) nos define que el óptimo diseño de la malla de perforación nos permitirá ejecutar voladuras con mayor eficiencia de avance por cada disparo, como también no exceder en la sobre rotura en techos y hastiales para no generar inestabilidad del macizo rocoso. (p.IV)	Mejorar la eficiencia de disparo es posible siguiendo y cumpliendo los modelos diseñados y controlando los trabajos unitarios en la perforación y voladura como el paralelismo de taladros, simetría, explosivo adecuado para la labor; logrando el avance propuesto.	Eficiencia de la perforación Eficiencia de voladura	Equipo de perforación Accesorios de perforación. Condición de perforación. Propiedades y características del explosivo Explosivos de voladura Voladura controlada

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

El proyecto de investigación es del tipo aplicada ya que tiene como objetivo la búsqueda de soluciones de un problema donde se examina causa y efecto, considerando que se realizará una optimización de un diseño de malla a partir de datos teóricos y prácticos.

3.2. Nivel de investigación

En el proyecto de investigación hemos considerado el diseño de la investigación Explicativa debido nos permitirá describir la realidad en perforación y voladura en minería subterránea y relaciona las variables en estudio para identificar las causas y efectos de la optimización de la malla de perforación.

3.3. Método de investigación

En el proyecto de investigación será de método científico, donde se formula métodos validos por la comunidad científica.

3.4. Diseño de investigación

En el proyecto de investigación hemos considerado el diseño de la investigación experimental debido a que analizaremos un antes y después de optimizar la malla de perforación de nuestro grupo de muestra Rampa 4490, que nos permitirá describir la realidad en perforación y voladura de dicha labor. Cuyo esquema es G: O1 X O2 donde:

O1: Antes de la optimización de la malla de perforación.

X: Malla de perforación optimizado.

O2: Después de optimización de la malla de perforación.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población.

La población está constituida por los proyectos en ejecución en interior mina en el Nv 4120 (Rp 4490, Rp 9895 NW, Ca 880 NW, Ca 460 SE y NW, Ca 511 SE); que a la fecha del presente se vienen ejecutando en el Proyecto Yumpag.

3.5.2. Muestra.

La muestra para la presente investigación está conformada por la labor en desarrollo en el Nv 4120 Rampa negativa 4490 con sección de 4.5 m. x 4.5 m. en el Proyecto Yumpag.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

En el proyecto de investigación se tomó en cuenta las técnicas e instrumentos como:

Ficha de reportes como recolección de datos de campo como reporte de avance diario, reporte consumo de explosivo, diseño de malla de perforación

aplicado; observación directa, análisis documental, para determinar el óptimo diseño de malla para la Rampa 4490 en el Proyecto Buenaventura.

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Como se mencionó revisaremos toda la información de los datos recogidos en el campo a efectos de ordenar, organizar, presentar, describir mediante técnicas estadísticas descriptiva y posteriormente analizar mediante técnicas estadísticas inferencial con el software estadístico SPSS vs 25 calculando análisis paramétricos o no paramétricos, prueba de normalidad y homogeneidad según los resultados del SPSS , para luego procesarlo, deducir y sacar las conclusiones de la media general de los avances lineales, porcentaje de eficiencia de disparo, numero de taladros, cantidad de explosivo, factor de carga, potencia, lineal; con el fin de obtener tablas comparativas, gráficos y diagramas de los resultados promedios para el análisis del caso.

3.8. Tratamiento estadístico

Para el tratamiento estadístico se procedido a analizar, monitorear, medir y procesar la valoración de los datos apilados en campo mediante el software Excel y IBM SPSS vs 25 donde obtendremos como resultado cuadros y gráficos estadísticos del promedio de avance lineal por disparo de la Rampa 4490 y se proyectara el diseño anterior y el nuevo diseño implementado.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

El presente proyecto de investigación se llevó a cabo respetando el anonimato de las personas involucradas en la investigación y los acuerdos de confidencialidad teniendo en cuenta que los datos recolectados son reportes reales por guardia y la

información brindada por el área encargada de la empresa fueron exclusivamente para esta investigación.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Zona de estudio y caracterización del macizo rocoso en Yumpag.

La zona en estudio corresponde a la masa rocosa involucrada con el corredor Camila, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A, donde la Rp 4490 forma en el acceso principal para la operación y más adelante la explotación de recurso mineral presentes en el Proyecto Yumpag. Presentando las principales características como la mineralización en forma vetiforme y tramos manteados, donde la roca encajonante son principalmente rocas sedimentarias como calizas y margas. (Ver Anexo 1)

4.1.1.1. Aspectos litológicos

La litología de la masa rocosa del proyecto Yumpag Rampa 4490 presenta principalmente rocas sedimentarias estratificadas calizas y margas que pertenecen a la Formación Jumasha Superior; el horizonte Beta conformado por calizas limpias y fosilíferas; un horizonte de margas y el horizonte de gasterópodos conformado por calizas limpias beige. La

mineralización de tipo vetiforme y manteada corresponde a sulfuros primarios de Ag-Mn-Zn-Pb. (Ver Anexo 2)

4.1.1.2. Aspectos estructurales

Las características estructurales de las discontinuidades se determinaron mediante mapeo geomecánica a lo largo Rampa 4490 por el área de geomecánica, considerando parámetros espaciamiento, persistencia, apertura rugosidad, relleno, alteración.

Tabla 7. *Moda de las características de las discontinuidades*

	Unidad	Diaclasa	Estrato	Falla
Espaciamiento	cm	(20 a 60)	(20 a 60)	(20 a 60)
Persistencia	m	(1 a 3)	(1 a 3)	(1 a 3) y (3 a 10)
Apertura	mm	(0.1 a 1)	(0.1 a 1)	(0.1 a 1) y (1 a 5)
Rugosidad	-	Lig. rug.	Lig. rug.	Lig. rug.
Relleno	mm	Duro < 5	Duro < 5	Duro < 5
Alteración	-	Mod. alt	Mod. alt	Mod. alt

Nota. Fuente: Buenaventura S.A. Área Geomecánica.

4.1.2. Clasificación geomecánica de la masa rocosa

Para la clasificación de la masa rocosa de la Rampa 4490 lo realizó el área de geomecánica y geotécnica de manera diaria y constante según avance de disparo mediante mapeos geomecánicas. Con el fin de clasificar a la masa rocosa, la tabla 8 contiene el criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación.

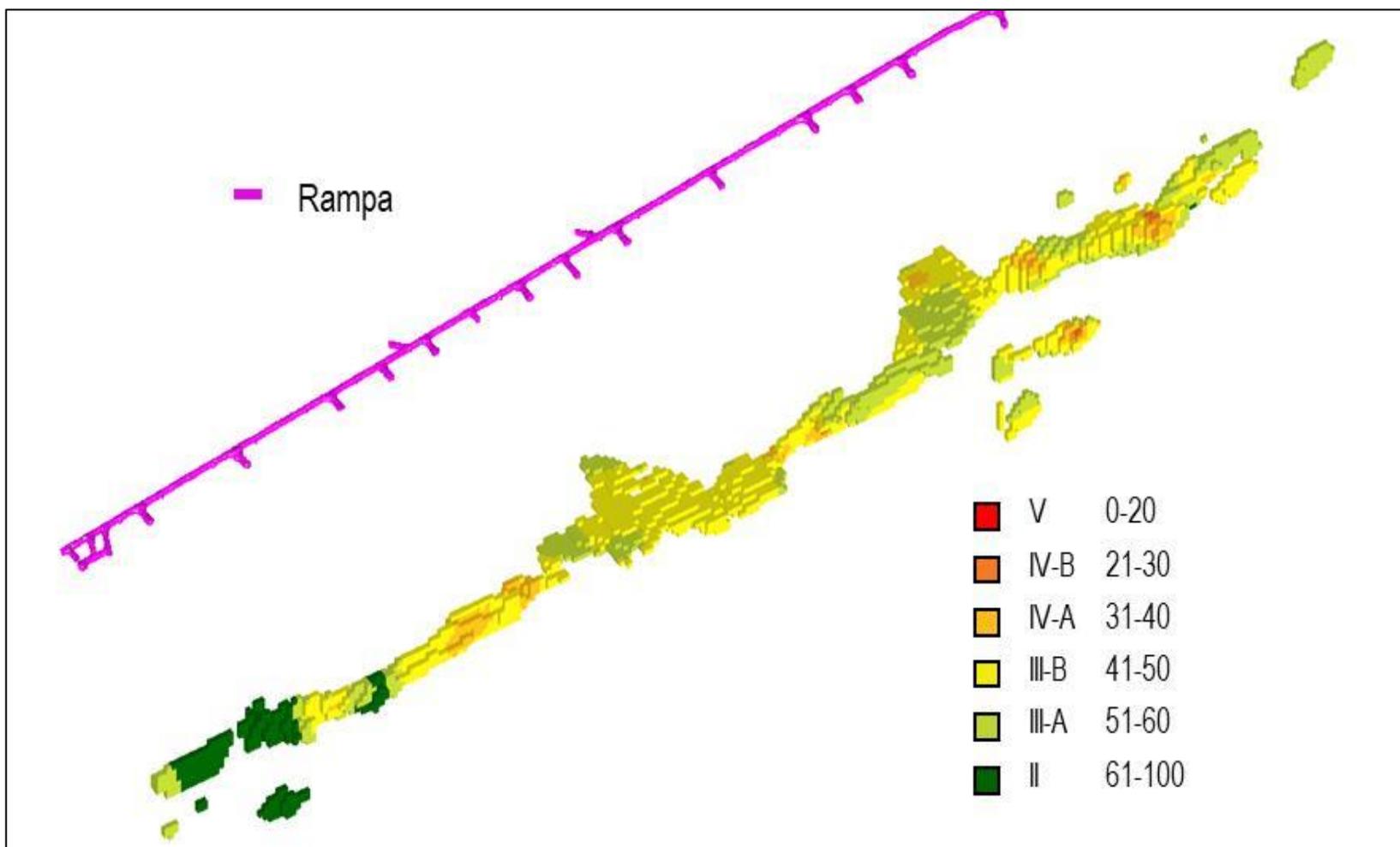
Tabla 8. *Criterio para la clasificación de la masa rocosa*

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	61 – 100	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	1.95 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.64 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.21 – 0.64	Mala A
IVB	21-30	0.08 – 0.21	Mala B
V	0-20	<0.08	Muy Mala

Nota. Fuente: Buenaventura S.A. Área Geomecánica, Bieniawski (1989)

Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa asociada a Camila, según el criterio adoptado (Bieniawski, 1989 – Tabla 8), han indicado en general que la calidad de la masa rocosa es predominantemente Regular A (IIIA) y Regular B (IIIB) y, en menor proporción se presentan masas rocosas de calidades Buena (II) y Mala A (IVA). La Figura 13 muestra una vista 3D de la zonificación RMR en el corredor Camila dentro de la Rampa 4490.

Figura 13. Vista 3D de la zonificación RMR a lo largo de la Rampa 4490.



Nota. Fuente: Buenaventura S.A. Área Geomecánica

4.1.3. Estructura de perforación y voladura presente en Yumpag.

En compañía Minera Buenaventura S.A. proyecto Yumpag se viene desarrollando la Rampa negativa 4490 el cual tiene como denominación Rampa integración que tiene como objetivo la comunicación con la Mina Uchuchacua, siendo una labor prioritaria dentro del laboreo minero, en consecuencia, es determinante obtener una buena eficiencia de disparo para el cumplimiento del programa mensual de avance (Ver tabla 9 y 10).

Durante los meses de Marzo 2022 y Abril 2022 se realizaron trabajo de seguimiento conjuntamente el área de perforación y voladura, Jefe de guardia de ambos turnos, día y noche respectivamente donde se registraron avances muy deficientes afectando al no cumplimiento del programa mensual llegando al 71% y 73% respectivamente de lo programado mensualmente, por factores como disparos deficientes con avances de 3.45 m en promedio por disparo (Ver Figura 16, 17 y 18). La Rampa 4490 del proyecto Yumpag dentro de sus necesidades, requiere incrementar su eficiencia de avance y optimizar consumo de explosivos, para lo cual se realiza el control, y nuevo diseño de una malla de perforación.

Tabla 9. Programa mensual de avance de la Rp 4490

Mes	Labor	Gradiente	Sección	Tipo roca	RMR	CAPEX/OPEX	L(m)
Abr-22	RP 4490	-12%	4.5x4.5	3	45-50	CAPEX	200 m
May-22	RP 4490	-12%	4.5x4.5	3	45-50	CAPEX	240 m
Jun-22	RP 4490	-12%	4.5x4.5	3	45-50	CAPEX	240 m
Jul-22	RP 4490	-12%	4.5x4.5	3	45-50	CAPEX	240 m
Ago-22	RP 4490	-12%	4.5x4.5	3	45-50	CAPEX	240 m

Tabla 10. *Parámetros durante el mes de marzo y abril con la antigua malla.*

Parámetros	Mar-22	Abr-22
Avance programado (m)	4.20	4.20
Avance real (m)	3.41	3.48
Avance mensual (m)	142.9	146.3
Avance mensual programado (m)	200	200
Cumplimiento Mensual (%)	71.5%	73.2%
Sobre rotura (%)	9.2%	8.9%
Eficiencia Disparo (%)	81.01%	82.94%
Factor de Avance (kg/ml)	55.48	54.05
Factor de Carga (kg/m ³)	0.99	0.97
Factor de Potencia (kg/tn)	0.99	0.97
Consumo de explosivo (Kg)	187.5	187.5
Consumo de cartuchos (und)	559	559
Consumo de fanel LP (und)	47	47
Volumen roto (m ³)	94.05	96.28

Figura 14. *Avance mensual del mes de Marzo y Abril 2022.*

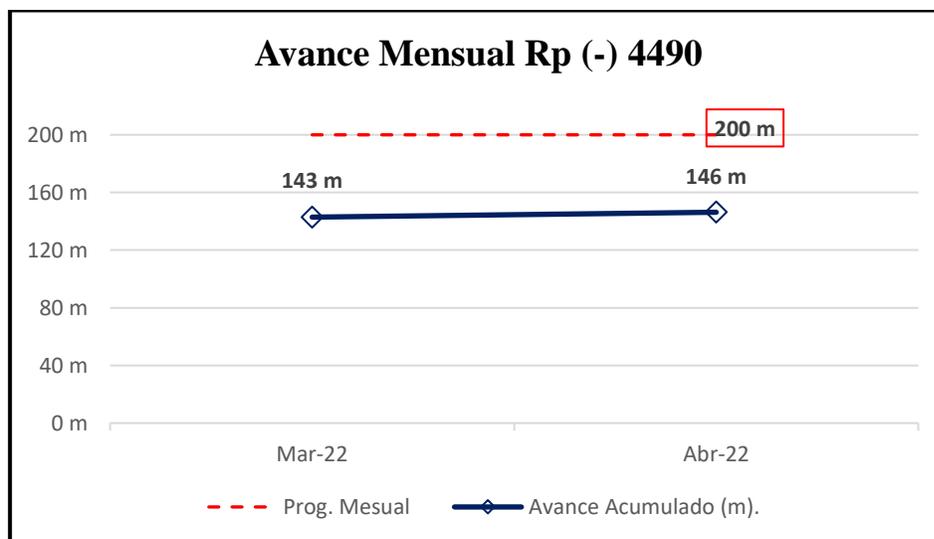


Figura 15. Promedio de avance por disparo de Marzo y Abril 2022.

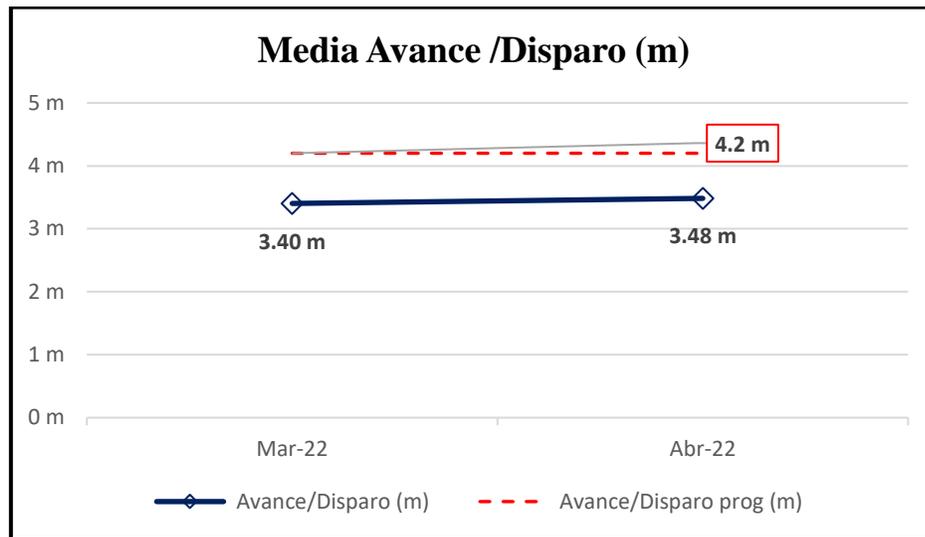
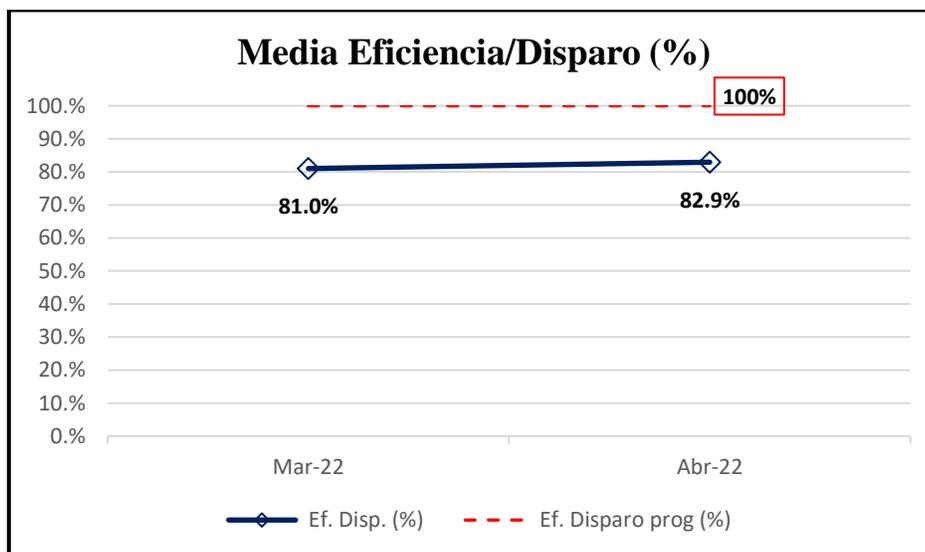


Figura 16. Promedio de la Eficiencia de disparo de Marzo y Abril 2022.



4.1.4. Equipo y accesorios de perforación en el Proyecto Yumpag.

Dentro de la mina Yumpag se viene ejecutando la Rampa 4490 con un Jumbo de 2 brazos de la marca EPIROC y modelo BOOMER 282, con vigas serie 2.000, 01 estándar BMH 2843, para barras de 4,6 m y 1 viga telescópica BMHT 08/14 ft para barra de 4,6 y 2,5 m. Con perforadoras COP 1838 ME/HD, canopy y con sistema de

barrido por agua, alimentación eléctrica 380v//50Hz. Secciones mínimas ancho 3,6 m x alto 3,6 m y máximos ancho 8,7 m x alto 6,3 m. Su rendimiento estable y altamente eficiente lo convierte en su primera opción para aplicaciones de túneles y minería en galerías de tamaño mediano.

Los aceros de perforación con los que viene trabajando son de Boart Longyear, con barras de sistema de R32 de 16 pies de longitud, brocas de botones de sistema R32 de 45 mm de diámetro para los taladros de producción y brocas escariados de sistema R32 de 102 mm de diámetro para los taladros de alivio, con acoples de sistema R32 semi puentes.

Tabla 11. *Características de la Barra de Perforación.*

Longitud		Sección Transversal de la barra	Hilo		Peso	
mm	Pies		Extremo de la Broca	Extremo de la Barra	Kg	Lb
4876	16	35H	R32	HM38	37.2	81.9

Nota. Fuente: (Boart Longyear, 2018)

Tabla 12. *Características de la Broca de Perforación.*

Diámetro		Botones		Orificio de lavado	Perfil de carburo	Perfil de cara
mm	Pulg	Num/Tamaño calibrador	Num/Tamaño frente			
45	1 3/4	5 x 11	2 x 9	1F2G	Hemisférica	Plana

Nota. Fuente: (Boart Longyear, 2018)

Tabla 13. *Características de la perforadora del Jumbo Boomer 282*

Rock drill		
	COP 1638HD	COP 1838HD
Adaptador Shank	R32/R38/T38	R32/R38/T38
Altura sobre el centro de perforación	88 mm	88 mm
Potencia de impacto	16 Kw	18 Kw
Poder de impacto	60 Hz	60 Hz
Presión hidráulica	200 Bar	230 Bar
Sistema de rotación	Rotación separada	Rotación separada
Velocidad de rotación	0-300/0-215 RPM	0-300/0-215 RPM
Consumo de aire a 2 bar	5 l/s	5 l/s
Consumo de agua	40-120 l/min	40-120 l/min
Peso	175 Kg	175 Kg

Nota. Fuente: Especificaciones técnicas Resemin

Tabla 14. *Características del Jumbo Boomer 282*

Feed	BMH 2831	BMH 2837	BMH 2843	BMH 2849
BMH 2800				
Longitud total	4677 mm	5287 mm	5897 mm	6507 mm
Longitud de Barra de perforación	3090 mm	3700 mm	4310 mm	4920 mm
Profundidad del taladro	2795 mm	3405 mm	4015 mm	4625 mm
Peso, incl. Perforadora	475 kg	495 kg	525 kg	540 kg
Fuerza de avance	15.0 kN	15.0 kN	15.0 kN	15.0 kN

Nota. Fuente: Especificaciones técnicas Resemin

4.1.5. Explosivos empleados en el Proyecto Yumpag.

En la Rampa (-) 4490 del proyecto Yumpag se optó por utilizar emulsiones encartuchadas al poseer propiedades de resistencia al agua, potencia y seguridad (Ver tabla 15 y 16). Dentro del diseño de la malla de perforación y voladura se utilizó

Emulnor de 1000 1 1/4" x 12", 3000 1 1/4" x 12" y 5000 1 1/4" x 12" distribuidos dentro del frente de perforación según la ubicación de los taladros. (Famesa, 2019)

Tabla 15. Características técnicas del explosivo

	Emulnor 500	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad relativa (g/cm³)	0,90	1,13	1,14	1,16
Velocidad de detonación (m/s)	Confinado *	4 400	5 800	5 700
	Sin/confinar **	3 500	4 500	4 400
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso *** (%)	63	85	100	105
Potencia relativa en volumen *** (%)	75	120	145	155
Sensibilidad al fulminante	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Nota. Fuente: Manual Famesa 2019

Tabla 16. *Presentación de la emulsión encartuchada.*

	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Emulnor® 500 1" x 7"	Cartón	318	25	26.5	45.0x37.0x33.7
Emulnor® 500 1" x 8"	Cartón	294	25	26.5	45.0x37.0x33.7
Emulnor® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25	26.5	45.5x38.0x26.8
Emulnor® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25	26.5	45.5x38.0x26.8
Emulnor® 1000 1" x12"	Cartón	146	25	26.5	47.0x34.5x31.0
Emulnor® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25	26.5	45.5x38.0x26.8
Emulnor® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25	26.5	45.5x38.0x26.8
Emulnor® 3000 1" x12"	Cartón	144	25	26.5	47.0x34.5x31.0
Emulnor® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25	26.5	45.5x38.0x26.8
Emulnor® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25	26.5	45.5x38.0x26.8
Emulnor® 5000 1" x12"	Cartón	142	25	26.5	47.0x34.5x31.0

Nota. Fuente: Manual Famesa 2019

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Diseño de la malla de perforación y voladura.

Durante el tiempo de la investigación del presente proyecto se realizó el seguimiento constante a la actividad de perforación y voladura de la Rampa 4490, para descubrir las causas de los deficientes avances de disparo, en coordinación con las áreas involucradas con el fin de mejorar las eficiencias de disparo; presenciando y obteniendo datos de campo para la investigación, en tabla 17 se muestra los datos de campo.

Tabla 17. *Parámetros para el diseño de la malla de P/V*

Lugar	Proyecto Yumpag
Labor	Rp (-) 4490
Ancho	4.5 m
Alto	4.5 m
Parámetros de la roca	
Tipo de roca	III A
Densidad de la roca	2.76 gr/cm ³
Factor de esponjamiento	30%
RMR	51-60
RQD	46-60
G.S.I	55
Parámetros de perforación	
Longitud de barra perforación	16 pies (4.7 m)
Longitud efectiva de barra perforación	14.5 pies (4.4 m)
Eficiencia de perforación	95% (4.2 m)
Diámetro de taladro de producción	45 mm
Diámetro de taladro de alivio	102 mm
Desviación angular	2.63%
Desviación del emboquillamiento	10 mm
Parámetros del explosivo	
Emulnor 1000 1 1/2" x 12"	
Densidad relativa	1,13 (g/cm ³)
Velocidad de detonación	5 800 (m/s)
Potencia relativa en peso	85 (%)
Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	
Densidad relativa	1,14 (g/cm ³)
Velocidad de detonación	5 700 (m/s)
Potencia relativa en peso	100 (%)
Emulnor 5000 1 1/4" x 12"	
Densidad relativa	1,16 (g/cm ³)
Velocidad de detonación	5 500 (m/s)
Potencia relativa en peso	105 (%)

4.2.1.1. Cálculo de los parámetros de la nueva malla de perforación Rampa 4490.

Para el cálculo y desarrollo de la malla de perforación se consideró los parámetros de la tabla 17, prosiguiendo el modelo matemático de Roger Holmberg con algunas modificaciones según requerimiento al momento de ejecutar la malla de perforación en campo.

Cálculo para el área de la sección.

$$S = \left(\frac{\pi * r^2}{2}\right) + \{r[A - (2 * r)]\} + [A(H - r)]$$

$$S = \left(\frac{\pi * 2.05^2}{2}\right) + \{2.05[4.5 - (2 * 2.05)]\} + [4.5(4.5 - 2.05)]$$

$$S = 18.45 \text{ m}^2$$

Cálculo para el perímetro.

$$P_{Perimetro} = (\pi * r) + 2(H - r) + 2(A - r)$$

$$P_{Perimetro} = (\pi * 2.05) + 2(4.5 - 2.05) + 2(4.5 - 2.05)$$

$$P_{Perimetro} = 16.24 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros.

Para el cálculo del total de taladros se puede determinar de dos formas, una empírica y la forma 2 según el área y el perímetro de la labor.

Forma 1: Según la ecuación 4.

$$N_{Taladros} = 10\sqrt{4.5 * 4.5}$$

$$N_{Taladros} = 10 * 4.5$$

$$N_{Taladros} = 45 \text{ Taladros}$$

Forma 2: Según la ecuación 5, considerando factor de la roca (Ver tabla 5), y distancia entre taladros (Ver tabla 4).

$$N_{Taladros} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (S * C)$$

$$N_{Taladros} = \left(\frac{16.24}{0.65} \right) + (18.45 * 1.5)$$

$$N_{Taladros} = 52 \text{ Taladros.}$$

Cálculo del Diámetro equivalente (ϕ_2).

$$\phi_2 = \phi_1 \times \sqrt{N}$$

$$\phi_2 = 0.102 \times \sqrt{4}$$

$$\phi_2 = 20.4 \text{ cm} = 0.204 \text{ m}$$

Cálculo de la longitud real de la perforación.

En la Rampa 4490 se viene trabajando con un Jumbo electrohidráulico de 2 brazos con barras de 16 pies de longitud, sin embargo, haciendo el seguimiento y control se verifico que por condiciones del terreno y el acople de la perforadora; la barra efectiva de perforación es de 14.5 pies o 4.42 metros.

$$L = 95\% * H_{Longitud \text{ de barra efectiva}}$$

$$L = 95\% * 14.5 * 0.3048$$

$$L = 4.20 \text{ m}$$

Cálculo error de perforación (Ψ)

Para el cálculo del error perforación consideramos la desviación angular (m/m) según la tabla 13, el 2.53% de desviación por metro perforado y desviación del emboquillamiento (β) 1.0 cm ya que esto puede variar de 1 a 2 cm según la pericia del operador del Jumbo.

$$\Psi = (\alpha * L) + \beta$$

$$\Psi = (0.0253 * 4.20) + 0.01$$

$$\Psi = 0.116$$

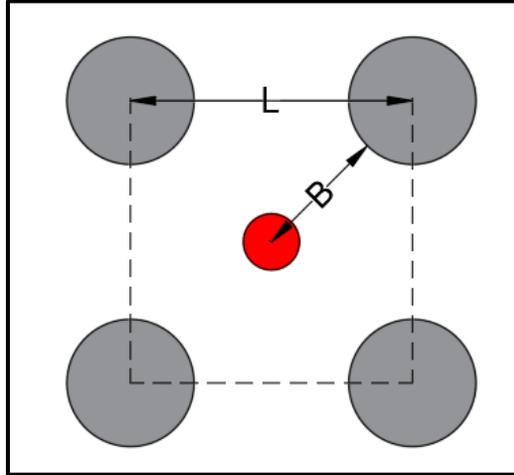
4.2.1.2. Cálculo en el diseño del arranque de la Rampa 4490.

Por las características de la roca en la Rampa 4490 se diseña un arranque cilíndrico con 4 taladros de alivio con un taladro de producción en el centro del arranque (Rompe boca). Ver figura 17.

Cálculo de distancia de taladro de alivio a taladro de alivio

El área arrancada en el cuadrante limitado por los taladros de alivio (Ver figura 17) multiplicada por el factor de esponjamiento (E) debe de ser menor al área rimada por los 4 taladros de alivio.

Figura 17. Geometría para el cálculo de distancia de taladro a taladro de alivio.



Condición 1:

$$\left[L^2 - \left(\frac{\pi * D^2}{4} \right) \right] \times E \leq 4 \frac{\pi * D^2}{4}$$

Despejando L:

$$L \leq D \sqrt{\left[\frac{\pi(4 + E)}{4E} \right]}$$

Donde:

L = Distancia entre taladros de alivio (m)

D = Diámetro de taladro rimado (m)

E = Factor de esponjamiento (30%)

$$L \leq 10.2 \sqrt{\left[\frac{\pi(4 + 0.3)}{4 * 0.3} \right]}$$

$$L \leq 34.22 \text{ cm}$$

Tomando en cuenta el error de perforación (Ψ).

$$L \leq 0.342 - 0.116$$

$$L \leq 0.22 \text{ m}$$

Cálculo de distancia de taladro rompe boca a taladro de alivio

(B)

Desde la premisa de la condición 1:

Siendo una figura geométrica cuadrado donde L y B forman un triángulo recto con ángulos de 45°, hallamos de la siguiente manera:

$$B = \frac{L}{\sqrt{2}}$$

$$B = \frac{0.22}{\sqrt{2}}$$

$$B = 0.16 \text{ m}$$

Calculamos burden equivalente "Be"

$$B_{e_max.} = \left(\frac{\pi \times \phi_2}{2} \right)$$

$$B_{e_max.} = \left(\frac{\pi \times 0.204}{2} \right)$$

$$B_{e_max.} = 0.32 \text{ m}$$

Cálculo de burden práctico "Bp"

$$B_p = B_{e_max.} - \Psi$$

$$B_p = 0.32 - 0.116$$

$$B_p = 0.20 \text{ m}$$

Cálculo de longitud X_a y X_b

$$X_a = X_b = \left(\frac{\phi_2}{2}\right) + B_p$$

$$X_a = X_b = \left(\frac{0.204}{2}\right) + 0.20$$

$$X_a = X_b = 0.36 \text{ m}$$

Cálculo del ancho de abertura o espaciamiento (Ah_0).

$$Ah_0 = \sqrt{Xa^2 + Xb^2}$$

$$Ah_0 = \sqrt{0.36^2 + 0.36^2}$$

$$Ah_0 = 0.52 \text{ m}$$

Cálculo de consumo específico de explosivos “C.E.”

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \text{Tan}\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.76 * \text{Tan}\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 60}{3.3}}}$$

$$CE = 0.287 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de la constante de roca “C”

$$C = 0.8784 \times (CE) + 0.052$$

$$C = 0.8784 \times (0.287) + 0.052$$

$$C = 0.30$$

Cálculo de la concentración lineal de carga en el arranque “qo”:

$$q_0 = 55 \times \phi_1 \left(\frac{B_e}{\phi_2} \right)^{1.5} \times \left(B_e - \frac{\phi_2}{2} \right) \times \left(\frac{C}{0.4} \right) \times \left(\frac{1}{RWS_{anf0}} \right)$$

$$q_0 = 55 \times 0.045 \left(\frac{0.32}{0.204} \right)^{1.5} \times \left(0.32 - \frac{0.204}{2} \right) \times \left(\frac{0.30}{0.4} \right) \times \left(\frac{1}{1.05} \right)$$

$$q_0 = 0.77 \text{ Kg/m}$$

Cálculo de la longitud de taco o retacados:

$$T = 10 * \phi_1$$

$$T = 10 * 0.045$$

$$T = 0.45 \text{ m}$$

Cálculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:

$$L_{carga} = L_{perforado} - T$$

$$L_{carga} = 4.20 - 0.45$$

$$L_{carga} = 3.97 \text{ m}$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{L - (0.5 \times B_{e-max})}{\text{Longitud de un cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{4.42 - (0.5 \times 0.32)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} = 14 \text{ Cartuchos/taladro}$$

Cálculo de masa explosiva "Qe" utilizado por taladro

$$Q_e = q_0 \times L_{carga}$$

$$Q_e = 0.77 \times 3.97$$

$$Q_e = 3.04 \text{ Kg/Taladro}$$

1.3.1.1. Cálculo para diseñar el primer cuadrante en la Rampa 4490.

Cálculo de burden "Bmax 1"

$$B_{max_1} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{Ah_0 \times q_0 \times RWS_{Anfo}}{\phi_1 \times C}} \right]$$

$$B_{max_1} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{0.52 \times 0.77 \times 1.05}{0.045 \times 0.30}} \right]$$

$$B_{max_1} = 0.48 \text{ m}$$

Cálculo del burden practico "Bp 1"

$$Bp_1 = (B_{max_1} - \Psi)$$

$$Bp_1 = (0.48 - 0.116)$$

$$Bp_1 = 0.36 \text{ m}$$

Cálculo de longitud Xc y Xd

$$X_c = X_d = \left(\frac{Ah_0}{2} \right) + Bp_1$$

$$X_c = X_d = \left(\frac{0.52}{2} \right) + 0.36$$

$$X_c = X_d = 0.62 \text{ m}$$

Cálculo del ancho de abertura o espaciamiento (Ah1)

$$Ah_1 = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$Ah_1 = \sqrt{0.62^2 + 0.62^2}$$

$$Ah_1 = 0.90 \text{ m}$$

Cálculo de la concentración lineal de carga (q1):

$$q_1 = \frac{32.3 \times \phi_1 \times C \times B_{max_1}}{RWS_{anf0} \times Sen \left[\arctan \left(\frac{Ah_0}{2 \times B_{max_1}} \right)^{1.5} \right]}$$

$$q_1 = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.30 \times 0.48}{1.05 \times Sen \left[\arctan \left(\frac{0.52}{2 \times 0.48} \right)^{1.5} \right]}$$

$$q_1 = 0.73 \text{ Kg/m}$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro.

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 \times B_{e-max})}{Longitud \text{ de un cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{4.42 - (0.5 \times 0.48)}{0.3048}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = 14 \text{ Cartuchos/taladro}$$

4.2.1.3. Cálculo para diseñar el segundo cuadrante en la Rampa 4490.

Cálculo de burden "Bmax 2"

$$B_{max_2} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{Ah_1 \times q_0 \times RWS_{Anfo}}{\phi_1 \times C}} \right]$$

$$B_{max_2} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{0.90 \times 0.77 \times 1.05}{0.045 \times 0.30}} \right]$$

$$B_{max_2} = 0.65 \text{ m}$$

Cálculo del burden practico "Bp 2"

$$Bp_2 = (B_{max_2} - \Psi)$$

$$Bp_2 = (0.65 - 0.116)$$

$$Bp_2 = 0.53 \text{ m}$$

Cálculo de longitud Xe y Xf

$$X_e = X_f = \left(\frac{Ah_1}{2} \right) + Bp_2$$

$$X_e = X_f = \left(\frac{0.90}{2} \right) + 0.53$$

$$X_e = X_f = 0.98 \text{ m}$$

Cálculo del ancho de abertura o espaciamiento (Ah2)

$$Ah_2 = \sqrt{X_e^2 + X_f^2}$$

$$Ah_2 = \sqrt{0.98^2 + 0.98^2}$$

$$Ah_2 = 1.39 \cong 1.40 \text{ m}$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro.

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{L - (0.5 \times B_{\text{max}_2})}{\text{Longitud de un cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{4.42 - (0.5 \times 0.65)}{0.3048}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = 13 \text{ Cartuchos/taladro}$$

Calculo para la Comprobación si se requiere seguir diseñando más cuadrantes.

$$Ah_2 \leq \sqrt{L}$$

$$1.40 \leq \sqrt{4.42}$$

$$1.40 \text{ m} \leq 2.05 \text{ m}$$

Resolviendo la ecuación se comprueba que el espaciamiento aun es menor por 0.65 m y se requiere seguir diseñando más cuadrantes.

4.2.1.4. Cálculo para diseñar el tercer cuadrante en la Rampa 4490.

Cálculo de burden "Bmax 3"

$$B_{\text{max}_3} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{Ah_2 \times q_0 \times RWS_{\text{Anfo}}}{\phi_1 \times C}} \right]$$

$$B_{\text{max}_3} = 0.088 \times \left[\sqrt{\frac{1.40 \times 0.77 \times 1.05}{0.045 \times 0.30}} \right]$$

$$B_{max_3} = 0.80 \text{ m}$$

Cálculo del burden practico "Bp 3"

$$Bp_3 = (B_{max_3} - \Psi)$$

$$Bp_3 = (0.80 - 0.116)$$

$$Bp_3 = 0.69 \cong 0.70 \text{ m}$$

Cálculo de longitud Xg y Xh

$$X_g = X_h = \left(\frac{Ah_2}{2}\right) + Bp_3$$

$$X_g = X_h = \left(\frac{1.40}{2}\right) + 0.70$$

$$X_g = X_h = 1.40 \text{ m}$$

Cálculo del ancho de abertura o espaciamento (Ah3)

$$Ah_3 = \sqrt{Xg^2 + Xh^2}$$

$$Ah_3 = \sqrt{1.40^2 + 1.40^2}$$

$$Ah_3 = 1.98 \cong 2.00 \text{ m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro.

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{L - (0.5 \times B_{max_3})}{\text{Longitud de un cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{4.42 - (0.5 \times 0.80)}{0.3048}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = 13 \text{ Cartuchos/taladro}$$

Calculo para la Comprobación si se requiere seguir diseñando más cuadrantes

$$Ah_3 \leq \sqrt{L}$$

$$2.00 \leq \sqrt{4.42}$$

$$2.00 \text{ m} \leq 2.05 \text{ m}$$

Resolviendo la ecuación se comprueba que el espaciamiento en el tercer cuadrante solo existe una diferencia de 5 cm y se encuentra dentro de la restricción lo cual nos indica no diseñar más cuadrantes.

4.2.1.5. Calculo para diseñar taladros de hastiales.

Cálculo burden máximo "Bmax hast"

$$B_{\text{max hast}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{\text{anf}}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{max hast}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.77 \times 1.05}{0.46 \times 1.45 \times 1.0}}$$

$$B_{\text{max hast}} = 0.99 \cong 1.00 \text{ m}$$

Cálculo de burden practico "Bp hast"

$$B_{\text{p hast}} = \frac{0.2755 \times A}{2 \text{ Flancos}}$$

$$B_{\text{p hast}} = \frac{0.2755 \times 4.5}{2}$$

$$Bp\ hast = 0.60\ m$$

Cálculo de la altura donde se ubicará los taladros hastiales “H_{Disp hast}”

$$H_{Disp\ hast} = H_{Labor} - r$$

$$H_{Disp\ hast} = 4.5 - 1.25$$

$$H_{Disp\ hast} = 3.25\ m$$

Cálculo de espaciamiento de taladros de los hastiales “S_{Tal hast}”

$$S_{Tal\ hast} = 0.3345 \times H_{Disp\ Hast}$$

$$S_{Tal\ hast} = 0.3345 \times 3.25$$

$$S_{Tal\ hast} = 1.08 \cong 1.05\ m$$

Cálculo de Numero de taladros para los hastiales “N^o_{Tal hast}”

$$N^{\circ}_{Tal\ Hast} = \frac{H_{Disp\ Hast}}{\left(\frac{S}{B}\right)}$$

$$N^{\circ}_{Tal\ Hast} = \frac{3.25}{1}$$

$$N^{\circ}_{Tal\ Hast} = 3.25 \cong 4\ Taladros$$

4.2.1.6. Cálculo para diseñar taladros de corona.

Cálculo de espaciamiento en taladros de corona “S_{Corona}”

$$S_{Corona} = K \times \phi_0$$

$$S_{Corona} = 1.6 \times 0.045$$

$$S_{Corona} = 0.72 \text{ m}$$

Cálculo de burden máximo para taladros de corona “B_{Max Corona}”

$$B_{Max Corona} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{Max Corona} = \frac{0.72}{0.80}$$

$$B_{Max Corona} = 0.90 \text{ m}$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona “B_{Pract Corona}”

$$B_{Pract Corona} = B_{Max corona} - L \times Sen\gamma - \Psi$$

$$B_{Pract Corona} = 0.90 - 4.2 \times Sen3 - 0.116$$

$$B_{Pract Corona} = 0.56 \text{ m}$$

Cálculo de Numero de taladros para la corona “N^o_{Tal Corona}”

$$N^{\circ}_{Tal Corona} = \left(\frac{A_{Labor}}{B_{Max Corona} \times \frac{S}{B}} \right)$$

$$N^{\circ}_{Tal Corona} = \left(\frac{4.5}{0.9 \times 0.8} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ Tal Corona} = 6.2 \cong 5 \text{ Taladros}$$

4.2.1.6. Cálculos para diseñar taladros de arrastre

Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre “B_{Max Arrastre}”

$$B_{Max \text{ Arrastre}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{anfo}}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{Max \text{ Arrastre}} = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.77 \times 0.9}{0.46 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B_{Max \text{ Arrastre}} = 0.91$$

Cálculo de burden practico para taladros de arrastre “B_{Pract Arrastre}”

$$B_{Pract \text{ Arrastre}} = B_{Max \text{ Arrastre}} - L \times Sen\gamma - \Psi$$

$$B_{Pract \text{ Arrastre}} = 0.91 - 4.2 \times Sen3 - 0.116$$

$$B_{Pract \text{ Arrastre}} = 0.58 \cong 0.50 \text{ m}$$

Cálculo de Numero de taladros para el arrastre “N^oTal Arrastre”

$$N^{\circ} \text{ Tal Arrastre} = \left(\frac{A_{Labor} + 2 \times L \times Sen(\gamma)}{B_{Max \text{ Arrastre}} \times \frac{S}{B}} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ Tal Arrastre} = \left(\frac{4.5 + 2 \times 4.2 \times Sen(3)}{0.91 \times 1} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ Tal Arrastre} = 5.3 \cong 5 \text{ Taladros}$$

Cálculo de espaciamiento para taladros de arrastre “S_{Tal Arrastre}”

$$S_{\text{Tal Arrastre}} = \left(\frac{A_{\text{Labor}} + 2 \times L \times \text{Sen}(\gamma)}{N^{\circ} \text{ Tal Arrastre} - 1} \right)$$

$$S_{\text{Tal Arrastre}} = \left(\frac{4.5 + 2 \times 4.2 \times \text{Sen}(3)}{5.3 - 1} \right)$$

$$S_{\text{Tal Arrastre}} = 1.14 \cong 1.10 \text{ m}$$

4.2.1.7. Distribución de taladros y de la columna explosiva.

Mediante los cálculos matemáticos realizados para el diseño de la malla de perforación y voladura se obtuvieron los siguientes resultados como se muestra en la tabla 18 y 19 lo cual se emplea para el diseño y se distribución los taladros y carga explosiva en la sección de la rampa 4490. Ver anexo 6.

La malla de perforación en el rediseño consta de 42 taladros de producción de 45 mm, incluido 1 taladro de cuneta, 4 taladros de alivio o rimados de 102 mm, se realiza voladura controlada para minimizar la sobre rotura y reducción de la carga operante en la corona realizando cañas en el contorno espaciando a 30 cm los cartuchos Emulnor 1000 1 1/4" x 12", adicionando 4 taladros de vacíos en la corona de 45 mm.

Tabla 18. *Resumen de distribución de taladros*

Taladros	Ø Taladro (mm)	N° Taladros (und)	Burden Practico (m)	Espaciamiento (m)
Alivio	102	4	0.16	0.22
Arranque	45	5	0.20	0.52
1° Ayuda	45	4	0.36	0.90
2° Ayuda	45	4	0.53	1.40
3° Ayuda	45	4	0.70	2.00
Ayuda arrastre	45	4	0.50	1.00
Ayuda corona	45	2	0.70	1.06
Ayuda hastial	45	4	0.55	1.10
Hastiales	45	4	0.55	1.05
Corona	45	5	0.55	1.07
Arrastre	45	5	0.50	1.10
		41	Producción	
		1	Cuneta	
Total		4	Rimados o alivio	
		4	Corona sin carga	

Tabla 19. *Distribución de la columna explosiva de la nueva malla.*

DISTRIBUCIÓN DE COLUMNA EXPLOSIVA									
TALADROS	N° Taladros cargados	Emulnor 5000 1 1/4" x 12"	Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	Total de cartuchos	Kg Emulnor 5000 1 1/4" x 12"	Kg Emulnor 3000 1 1/4" x 12"	Kg Emulnor 1000 1 1/4" x 12"	Total de Kg. Explosivo
Arranque	5	14	0	0	70	22.4	0.0	0.0	22.4
1° Ayuda	4	14	0	0	56	17.9	0.0	0.0	17.9
2° Ayuda	4	14	0	0	56	17.9	0.0	0.0	17.9
3° Ayuda	4	13	0	0	52	16.6	0.0	0.0	16.6
Ayuda de arrastre	4	1	11	0	48	1.3	13.6	0.0	14.9
Ayuda corona	2	1	11	0	24	0.6	6.8	0.0	7.5
Ayuda hastial	4	1	11	0	48	1.3	13.6	0.0	14.9
Hastiales	4	1	12	0	52	1.3	14.9	0.0	16.2
Corona	5	1	0	6	35	1.6	0.0	8.2	9.8
Arrastre	5	7	6	0	65	11.2	9.3	0.0	20.5
Cuneta	1	7	6	0	13	2.2	1.9	0.0	4.1
Total	42	295	194	30	519	94.4	60.1	8.2	162.8
Total de taladros	50								

Tabla 20. *Secuencia de salida de la malla de perforación y voladura.*

FANEL PERIODO LARGO LP			
N° serie	TDR(s)	Taladro	Cantidad (Und)
1	0.5	Arranque	1
3	1.5	Arranque	1
4	2.0	Arranque	1
5	2.5	Arranque	1
6	3.0	Arranque	1
7	3.5	1° Ayuda	2
8	4.0	1° Ayuda	2
9	4.5	2° Ayuda	4
10	5.0	3° Ayuda	4
11	5.6	Ayuda hastial	4
12	6.2	Hastiales	4
13	6.8	Ayuda de arrastre	4
14	7.4	Ayuda corona	2
15	8.0	Corona	5
16	8.6	Arrastre y cuneta	6
TOTAL			42 und

4.2.1.8. Resultados de la perforación y voladura con la nueva malla diseñada.

Se realizo el trabajo en campo implementando la malla rediseñada teniendo en consideración el control y cumplimiento de los parámetros a la nueva malla diseñada, se tomaron muestras diarias como se muestra en la tabla 21 y anexo 10 obteniendo resultados como evidencia para el estudio de la malla propuesta.

Tabla 21. Resultados de los parámetros de la nueva malla Rp 4490.

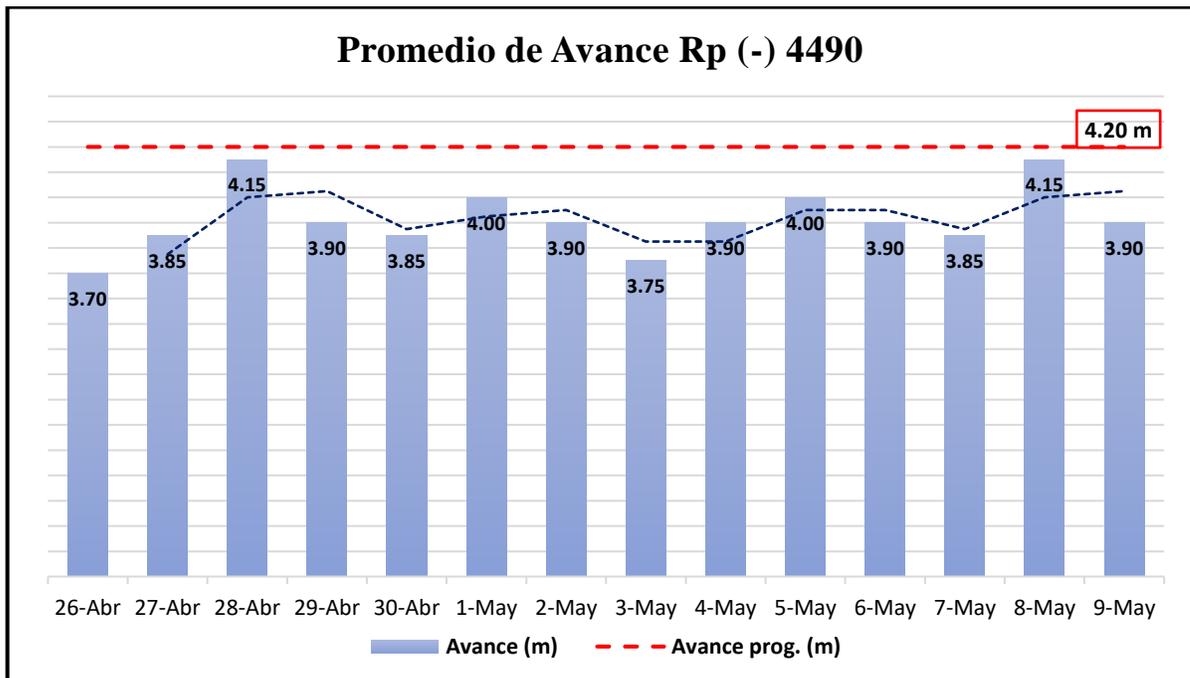
Muestras por fecha	Avance (m)	Avance prog. (m)	Ef. Disp. (%)	F. Avance (kg/ml)	F. Carga (kg/m3)	F. Potencia (kg/tn)
SEM 1						
26-Abr	3.70	4.20	88.10%	44.00	2.17	0.79
27-Abr	3.85	4.20	91.67%	42.29	2.09	0.76
28-Abr	4.15	4.20	98.81%	39.23	1.94	0.70
29-Abr	3.90	4.20	92.86%	41.77	2.06	0.75
30-Abr	3.85	4.20	91.67%	42.29	2.09	0.76
1-May	4.00	4.20	95.24%	40.70	2.01	0.73
2-May	3.90	4.20	92.86%	41.74	2.06	0.75
SEM 2						
3-May	3.75	4.20	89.29%	43.42	2.14	0.78
4-May	3.90	4.20	92.86%	41.74	2.06	0.75
5-May	4.00	4.20	95.24%	40.73	2.01	0.73
6-May	3.90	4.20	92.86%	41.77	2.06	0.75
7-May	3.85	4.20	91.67%	42.35	2.09	0.76
8-May	4.15	4.20	98.81%	39.23	1.94	0.70
9-May	3.90	4.20	92.86%	41.74	2.06	0.75
SEM 3						
10-May	3.90	4.20	92.86%	41.77	2.06	0.75
11-May	3.85	4.20	91.67%	42.29	2.09	0.76
12-May	4.05	4.20	96.43%	40.20	1.99	0.72
13-May	3.95	4.20	94.05%	41.27	2.04	0.74
14-May	4.05	4.20	96.43%	40.25	1.99	0.72
15-May	3.70	4.20	88.10%	44.00	2.17	0.79
16-May	3.90	4.20	92.86%	41.77	2.06	0.75
17-May	3.95	4.20	94.05%	41.22	2.04	0.74
SEM 4						
18-May	3.90	4.20	92.86%	41.77	2.06	0.75
19-May	3.90	4.20	92.86%	41.74	2.06	0.75
20-May	4.00	4.20	95.24%	40.73	2.01	0.73
21-May	3.85	4.20	91.67%	42.35	2.09	0.76
22-May	3.95	4.20	94.05%	41.27	2.04	0.74
23-May	4.00	4.20	95.24%	40.73	2.01	0.73
24-May	3.95	4.20	94.05%	41.22	2.04	0.74
25-May	3.95	4.20	94.05%	41.22	2.04	0.74
PROM	3.93	4.20	93.47%	41.52	2.05	0.74

Cumpliendo el mes de prueba en campo de la nueva malla de perforación y voladura en la Rampa 4490 integración se logra los siguientes resultados.

Tabla 22. Resumen de los parámetros Rp 4490.

Parámetros / Disparo	Resultado
Avance programado (m)	4.20
Avance real (m)	3.85
Eficiencia Disparo (%)	91.62
Sobre rotura (%)	5.3
Factor de Avance (kg/ml)	42.23
Factor de Carga (kg/m3)	2.09
Factor de Potencia (kg/tn)	0.76
Consumo de explosivo (Kg)	162.8
Consumo de cartuchos (und)	519.00
Consumo de fanel LP (und)	42.00
Volumen roto (m3)	106.62

Figura 18. Promedio de avances con la nueva malla diseñada.



En los meses siguientes Mayo, Junio, Julio y Agosto ya implementado la nueva malla de perforación se incrementa el programa mensual llegando al 89 % de cumplimiento de avances en la Rampa 4490 llegando hasta el 93% con 224.7 metros de avance lineal en el mes de agosto como se muestra en la siguiente tabla 23.

Tabla 23. Avance mensual con la implementación de la nueva malla.

Mes	Programa mensual (m)	Avance Mensual (m)	% Cumplimiento mensual
MAYO	240	208.3	86.79%
JUNIO	240	209.0	87.08%
JULIO	240	212.5	88.54%
AGOSTO	240	224.7	93.63%
Resumen	240	213.6	89.01%

Figura 19. Avance mensual con la nueva malla diseñada.

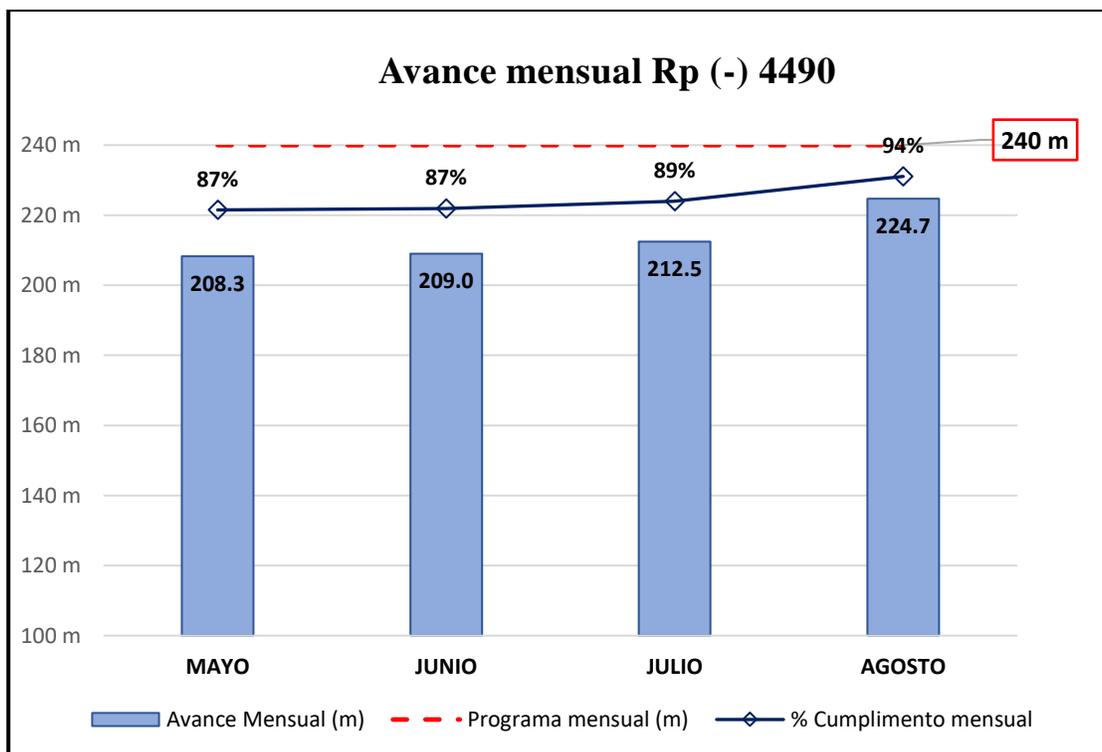


Tabla 24. Parámetros mensuales de la Rampa 4490

Parámetros / Disparo	May-22	Jun-22	Jul-22	Ago-22	Promedio
Avance programado (m)	4.20	4.20	4.20	4.20	4.20
Avance real (m)	3.85	3.87	3.86	3.87	3.87
Sobre rotura (%)	6.2%	6.0%	5.5%	5.7%	5.9%
Eficiencia Disparo (%)	91.62%	92.15%	91.99	92.24	92.06
Factor de Avance (kg/ml)	42.26	42.11	41.9	42.25	42.13
Factor de Carga (kg/m3)	2.09	2.08	2.07	2.09	2.08
Factor de Potencia (kg/tm)	0.76	0.75	0.75	0.76	0.75
Consumo de explosivo (Kg)	162.80	162.80	161.74	161.7	162.25
Consumo de cartuchos (und)	519	519	520	519	519
Consumo de fanel LP (und)	42	42	42	42	42
Volumen roto (m3)	106.62	106.98	106.8	107.09	106.88

4.2.1.9. Resultados de la perforación y voladura con SPSS V.25 mediante el análisis descriptivo entre la malla de anterior y la malla diseñada.

Para el análisis de datos emplearemos el software SPSS, tomando como muestras 25 disparos con la anterior malla y 25 disparos posterior a la implementación de la nueva malla en la Rampa negativa 4490 en el Proyecto Yumpag obteniendo resultados como se muestra en las tablas 25, 26, 27 y 28.

A. Análisis descriptivo de avances por disparo

- **Frecuencias de avances de la Rp (-) 4490 pre y post -test.**

Tabla 25. Estadístico Avances (m) Rp (-) 4490

Frecuencia		Avance (m) - Antes	Avance (m) - Después
N	Válido	25	25
	Perdidos	0	0
Media		3.44	3.85
Mediana		3.50	3.80
Moda		3.40	3.80
Desviación típica o Estándar		0.2082	0.1503
Varianza		0.043	0.023
Asimetría		-0.584	0.118
Error estándar de asimetría		0.464	0.464
Curtosis		0.147	-0.892
Error estándar de curtosis		0.902	0.902
Rango		0.80	0.50
Mínimo		3.00	3.60
Máximo		3.80	4.10
Percentiles	25	3.35	3.70
	50	3.50	3.80
	75	3.60	4.00

La media obtenido en el avance antes de optimizar la malla es de 3.44 m/disparo, la mediana 3.50 m/disparo y resultando como la moda 3.40 m/disparo, donde el avance mínimo fue 3.00 m/disparo y el máximo 3.80 m/disparo existiendo una diferencia de 0.80 m/disparo (Rango); habiendo hasta el 25% la media de 3.35 m/disparo, al 50% el promedio de 3.50 y al 75% el promedio de 3.60 m/disparo; indicando que hay más valores hacia la derecha -0.58 (Asimetría); y los valores están más cerca a la media 0.15 (Curtosis); el promedio de separación de las muestras con respecto a la media es 0.21(Desviación típica). En cierta medida después de optimizar la malla se tiene un promedio de 3.85 m/disparo (media), la mediana

3.80 m/disparo y resultando como la moda 3.80 m/disparo, donde el avance mínimo fue 3.60 m/disparo y el máximo 4.10 m/disparo existiendo una diferencia de 0.50 m/disparo (Rango); habiendo hasta el 25% la media de 3.70 m/disparo, al 50% el promedio de 3.80 m/disparo y al 75% la media de 4.00 m/disparo; indicando que hay más valores agrupados hacia la izquierda 0.12 (Asimetría); y los valores están más lejos a la media -0.89 (Curtosis); el promedio de separación de las muestras con respecto a la media es 0.15 (Desviación típica).

➤ **Histograma de avances de la Rp (-) 4490 pre y post -test**

Figura 20. Curva normal o campana de Gauss de Avance (m) – Antes Rp (-) 4490

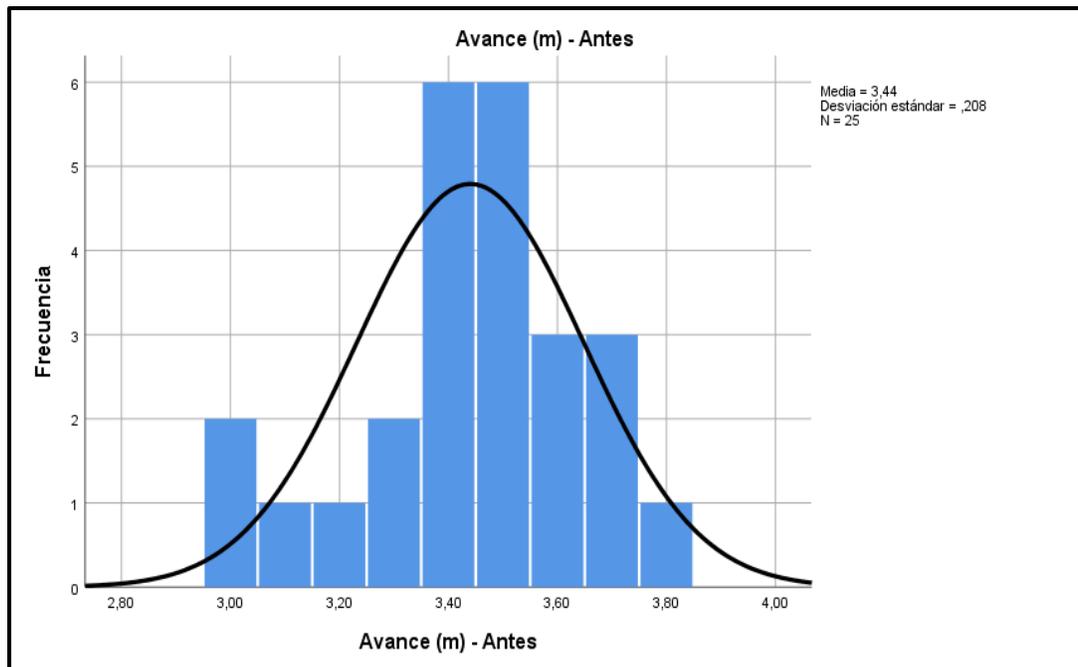


Figura 21. Curva normal o campana de Gauss de Avance (m) – Después Rp (-)

4490

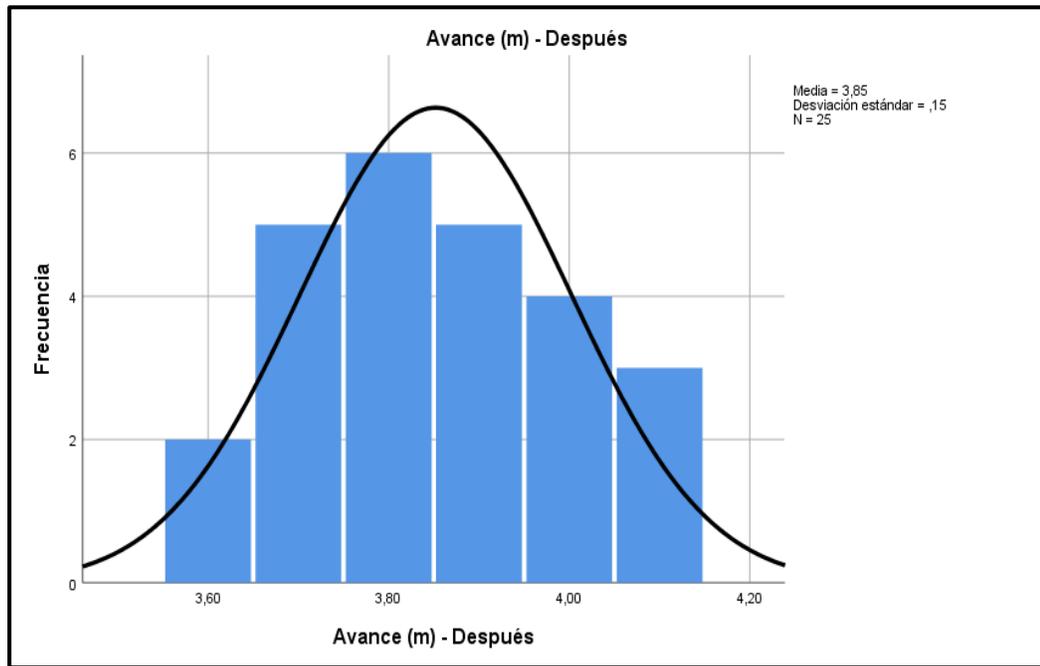
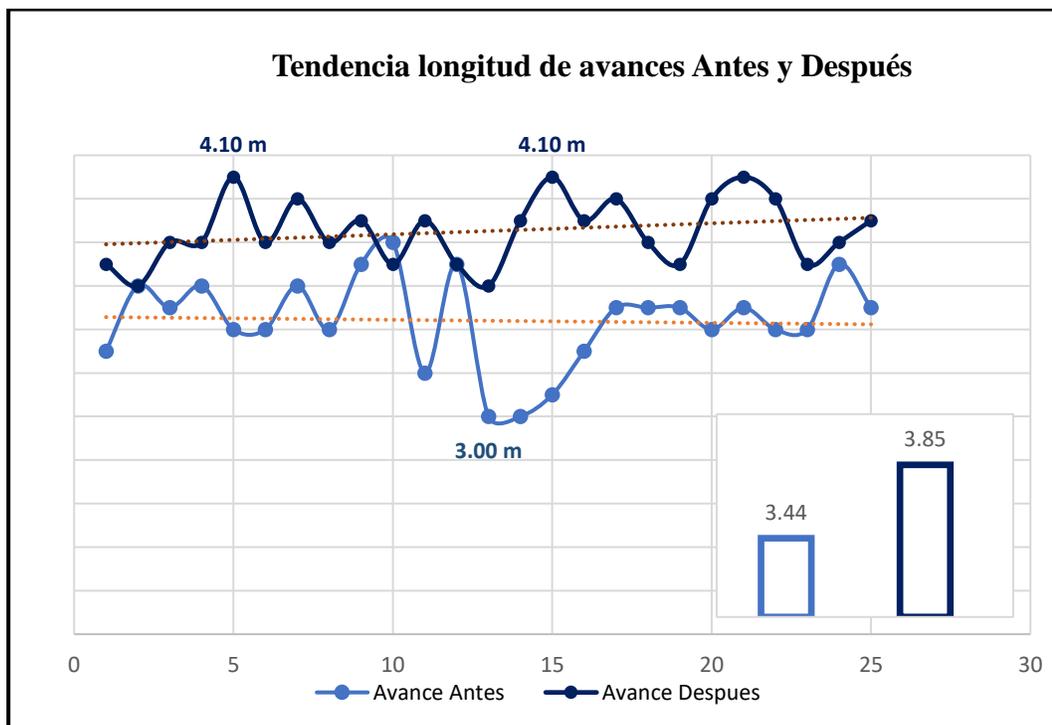


Figura 22. Tendencia de longitud de Avances y Promedio de la Rp (-) 4490



B. Análisis descriptivo de Eficiencia de disparo

➤ Frecuencias de Eficiencias de la Rp (-) 4490 pre y post -test.

Tabla 26. Estadísticos Eficiencia de Disparo (%) Rp (-) 4490

Frecuencia		Eficiencia de Disparo (%) - Antes	Eficiencia de Disparo (%) - Después
N	Válido	25	25
	Perdidos	0	0
Media		82.96	91.62
Mediana		83.33	90.48
Moda		80.95	88.10
Desviación típica o Estándar		0.053	0.036
Varianza		0.0028	0.0013
Asimetría		0.48	0.20
Error estándar de asimetría		0.46	0.46
Curtosis		2.20	-0.88
Error estándar de curtosis		0.90	0.90
Rango		23.68	11.91
Mínimo		71.42	85.71
Máximo		95.10	97.62
Percentiles	25	80.95	88.09
	50	83.33	90.47
	75	85.71	95.24

La media obtenida en la eficiencia de avances antes de optimizar la malla es de 82.97%, la mediana 83.33% y resultando como la moda 80.95%, donde el porcentaje de eficiencia mínimo fue 71.43% y el máximo 95.10%, existiendo una diferencia de 23.68% (Rango); indicando que hay más valores agrupados hacia la izquierda 0.48 (Asimetría); y los valores están más cerca a la media 2.20 (Curtosis); el promedio de separación de las muestras con respecto a la media es 0.052 (Desviación típica). Sin embargo, optimizando la malla se

tiene en la eficiencia de avances en promedio 91.62%, la mediana 90.48% y resultando como la moda 88.10%, donde el porcentaje de eficiencia mínimo fue 85.71% y el máximo 97.62%, existiendo una diferencia de 11.91% (Rango); indicando que hay más valores agrupados hacia la izquierda 0.20 (Asimetría); y los valores están más lejos a la media -0.88 (Curtosis); el promedio de separación de las muestras con respecto a la media es 0.035 (Desviación típica).

➤ **Histograma Eficiencia de disparo de la Rp (-) 4490 pre y post - test.**

Figura 23. *Curva normal o campana de Gauss de Eficiencia de disparos (%) –*

Antes Rp (-) 4490

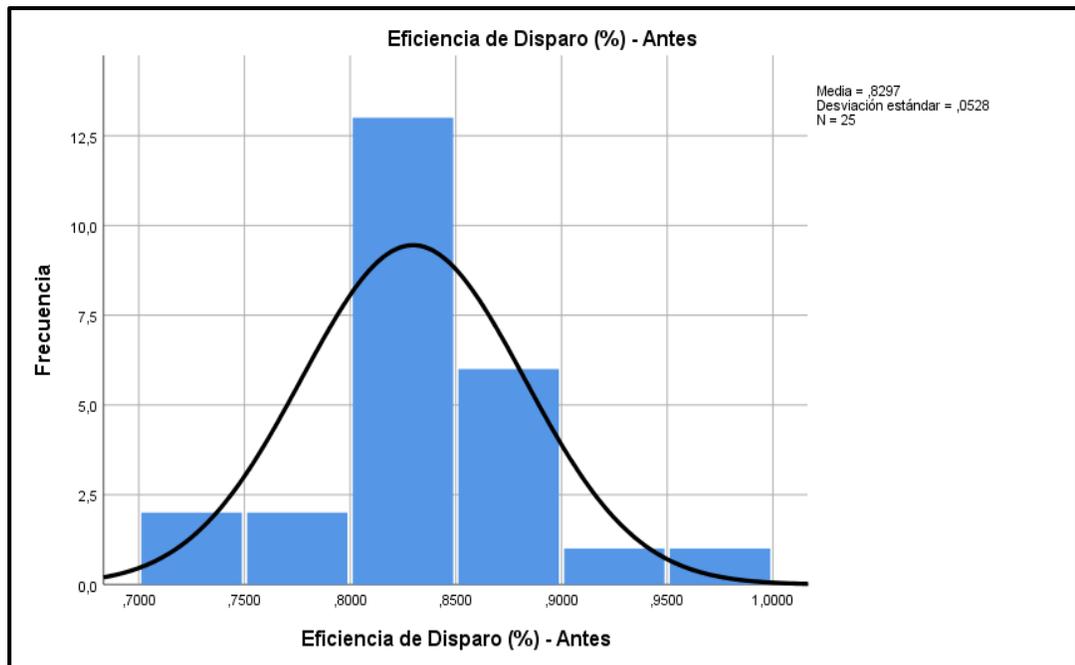


Figura 24. Curva normal o campana de Gauss de Eficiencia de disparos (%) –
Después Rp (-) 4490

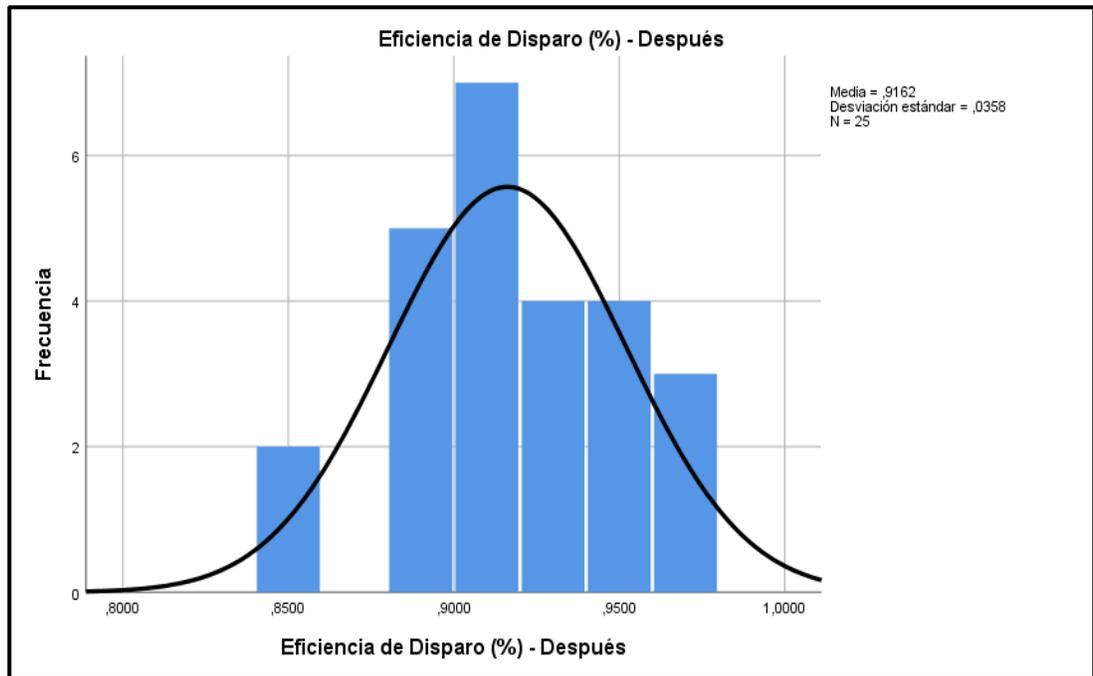
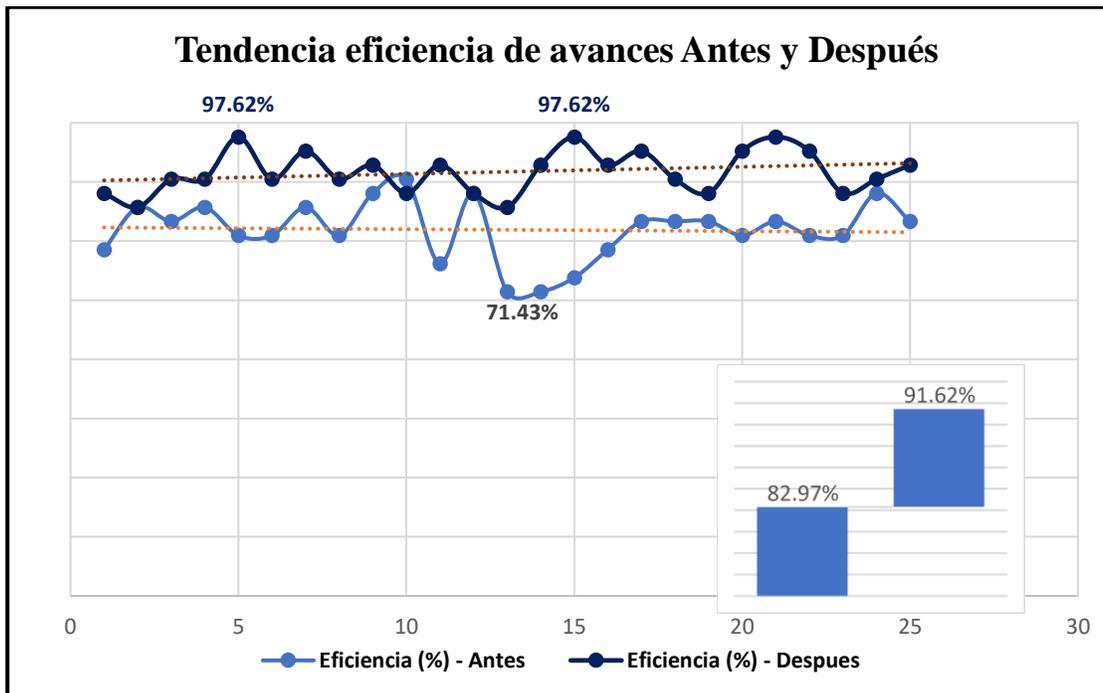


Figura 25. Tendencia de eficiencias de Avances y Promedio de la Rp (-) 4490



C. Análisis descriptivo del Factor de avance

- Frecuencias de Factor de avance de la Rp (-) 4490 pre y post - test.

Tabla 27. Estadísticos del factor de avance (Kg/m) Rp (-) 4490

Frecuencia		Factor de Avance (kg/m) - Antes	Factor de Avance (kg/m) - Después
N	Válido	25	25
	Perdidos	0	0
Media		54.77	42.23
Mediana		54.21	41.74
Moda		55.15	42.84
Desviación típica o Estándar		3.03	1.62
Varianza		9.19	2.62
Asimetría		0.804	0.155
Error estándar de asimetría		0.464	0.464
Curtosis		0.703	-0.726
Error estándar de curtosis		0.902	0.902
Rango		12.50	5.51
Mínimo		50.00	39.71
Máximo		62.50	45.22
Percentiles	25	52.51	40.70
	50	54.21	41.74
	75	56.21	43.42

La media resultante en el factor de carga antes de optimizar la malla es de 57.77 Kg/m, la mediana 54.21 Kg/m y resultando como la moda 55.15 Kg/m; el factor de avance más eficiente fue 50.00 Kg/m (Mínimo) y el menos eficiente 62.50 Kg/m (Máximo), y teniendo como rango 15.50 Kg/m; indicando que hay más valores agrupados hacia la izquierda 0.804 (Asimetría); y los valores están más cerca a

la media 0.703 (Curtosis); el promedio de separación de las muestras con respecto a la media es 3.03 (Desviación típica). Posterior a la optimizando la malla resultó un factor de avance en promedio 42.23 Kg/m, la mediana 41.74 Kg/m y resultando como la moda 42.84 Kg/m; el factor de avance más eficiente fue 39.71 Kg/m (Mínimo) y el menos eficiente 45.22 Kg/m (Máximo), y teniendo como rango 5.51 Kg/m; indicando que hay más valores agrupados hacia la izquierda 0.155 (Asimetría); y los valores están más lejos a la media -0.726 (Curtosis); el promedio de separación de las muestras con respecto a la media es 1.62 (Desviación típica).

➤ **Histograma Factor de avance de la Rp (-) 4490 pre y post -test**

Figura 26. Curva normal o campana de Gauss del factor de avance – Antes Rp (-) 4490.

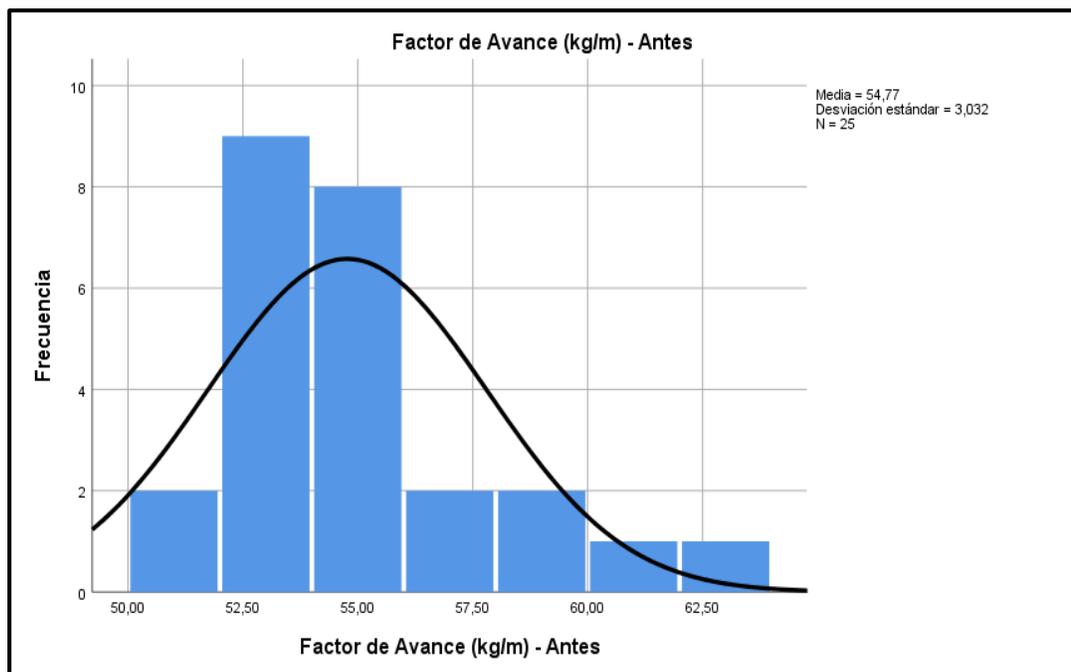


Figura 27. Curva normal o campana de Gauss de factor de avance – Después Rp (-) 4490.

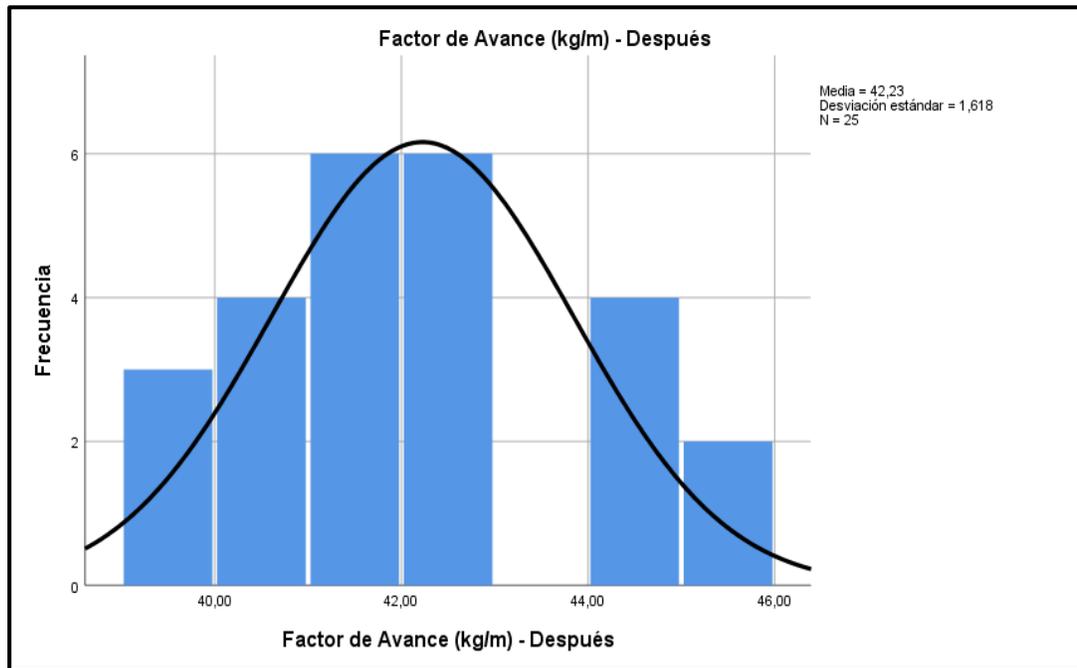
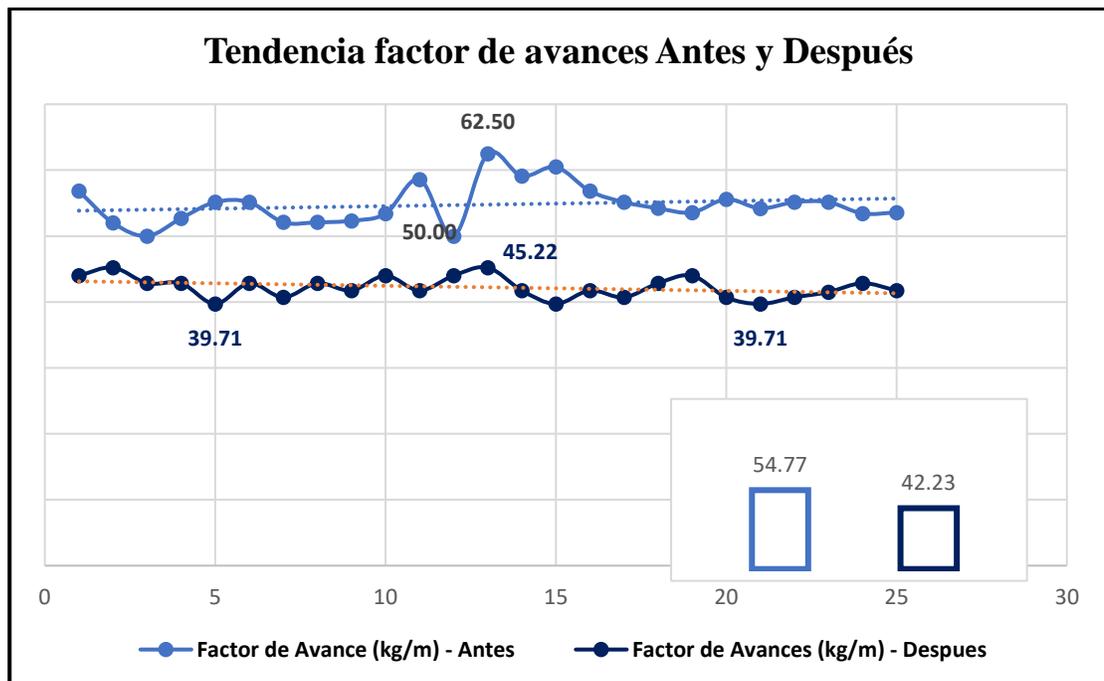


Figura 28. Tendencia de factor de Avances y Promedio de la Rp (-) 4490



D. Análisis descriptivo del Factor de Carga

- Frecuencias de Factor de carga de la Rp (-) 4490 pre y post -test.

Tabla 28. Estadísticos del factor de carga (Kg/m³) Rp (-) 4490

Frecuencia		Factor de Carga (kg/m ³) - Antes	Factor de Carga (kg/m ³) - Después
N	Válido	25	25
	Perdidos	0	0
Media		2.70	2.09
Mediana		2.72	2.12
Moda		2.72	2.12
Desviación típica o Estándar		0.183	0.081
Varianza		0.034	0.007
Asimetría		0.597	0.009
Error estándar de asimetría		0.464	0.464
Curtosis		-0.051	-0.879
Error estándar de curtosis		0.902	0.902
Rango		0.65	0.27
Mínimo		2.44	1.96
Máximo		3.09	2.23
Percentiles	25	2.56	2.01
	50	2.72	2.12
	75	2.80	2.17

La media obtenida en el factor de carga antes de optimizar la malla es de 2.70 Kg/m³, la mediana 2.72 Kg/m³ y resultando como la moda 2.72 Kg/m³; el factor de carga más eficiente fue 2.44 Kg/m³ (Mínimo) y el menos eficiente 3.09 Kg/m³ (Máximo), y existiendo una diferencia de 0.65 Kg/m³ (Rango); en desviación estándar se tiene 0.183. Luego de optimizar la malla resultó un factor de carga 2.09 Kg/m³ (Media), la mediana 2.12 Kg/m³ y como la moda 2.12

Kg/m³; el factor de avance más eficiente fue 1.961 Kg/m³ (Mínimo) y el menos eficiente 2.23 Kg/m³ (Máximo), y desviación estándar o típica 0.081.

Figura 29. Curva normal o campana de Gauss del factor de carga– Antes Rp (-)
4490.

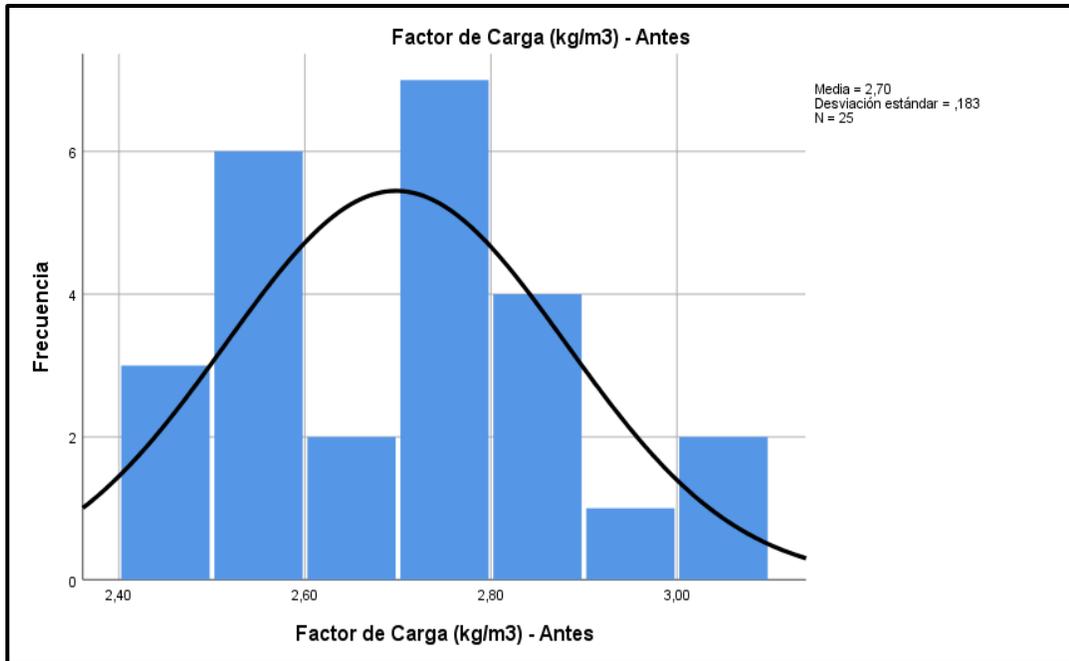


Figura 30. Curva normal o campana de Gauss del factor de carga– Después Rp (-)

4490.

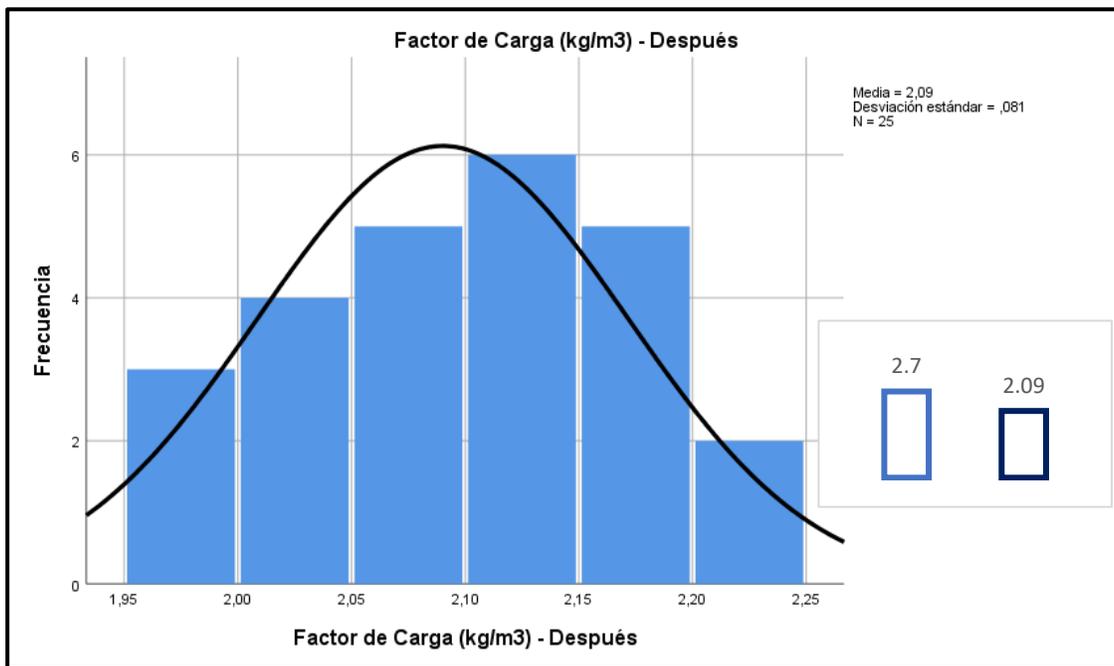
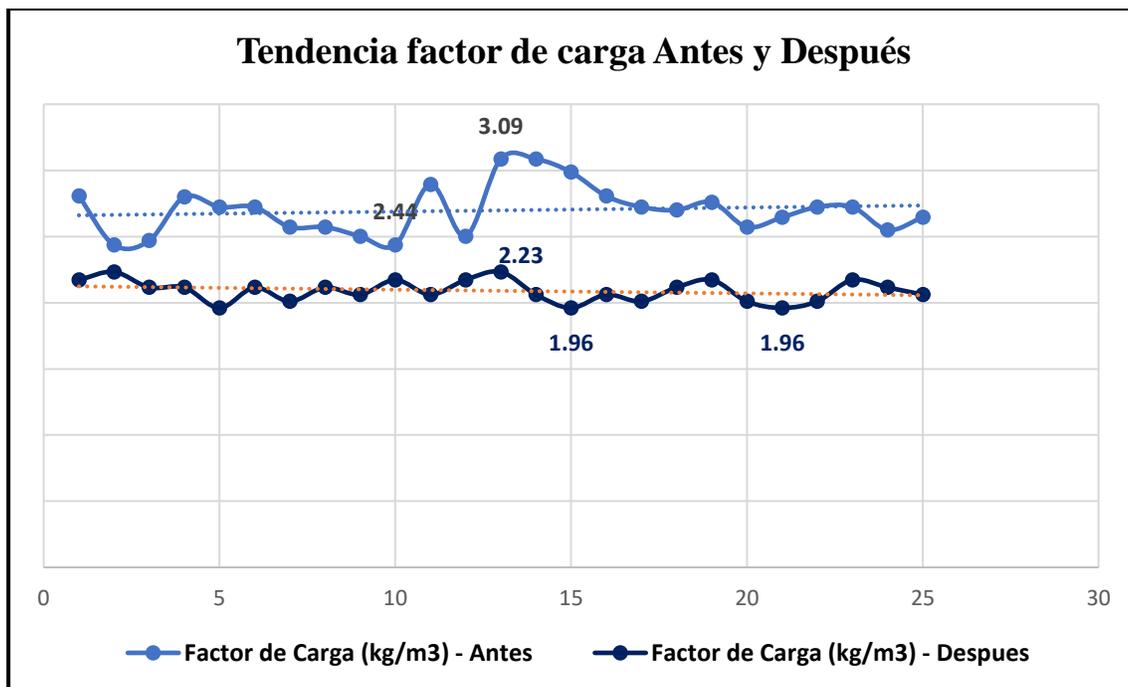


Figura 31. Tendencia de factor de carga y Promedio de la Rp (-) 4490.



4.3. Prueba de hipótesis

Para la prueba de hipótesis se determinó hallar mediante el análisis paramétrico al presentar variables cuantitativa, contraste de hipótesis en estudios es unilateral o direccional ya que se refiere a mejor el rendimiento de eficiencia de disparo ($h_1 \geq 74\%$); y el nivel de significancia o margen de error será ($\alpha = 0.05$).

4.3.1. Contraste de la hipótesis específica 1

A. Análisis De Datos:

➤ **Prueba de normalidad para la variable Eficiencia de avance.**

h_0 : La muestra sigue una distribución normal.

h_1 : La muestra no sigue una distribución normal.

Regla de decisión:

Si P-valor (Sig.) $< \alpha$ (0.05) se rechaza la hipótesis nula.

Si P-valor (Sig.) $> \alpha$ (0.05) no se rechaza la hipótesis nula.

Tabla 29. Prueba de normalidad de la variable eficiencia de avances.

Eficiencia de Disparo	Pruebas de normalidad					
	Kolmogorov-Smirnov			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Antes	0.151	25	0.146	0.944	25	0.188
Después	0.148	25	0.163	0.936	25	0.122

Figura 32. Gráfico de la prueba de normalidad de la variable eficiencia de disparo

– Antes

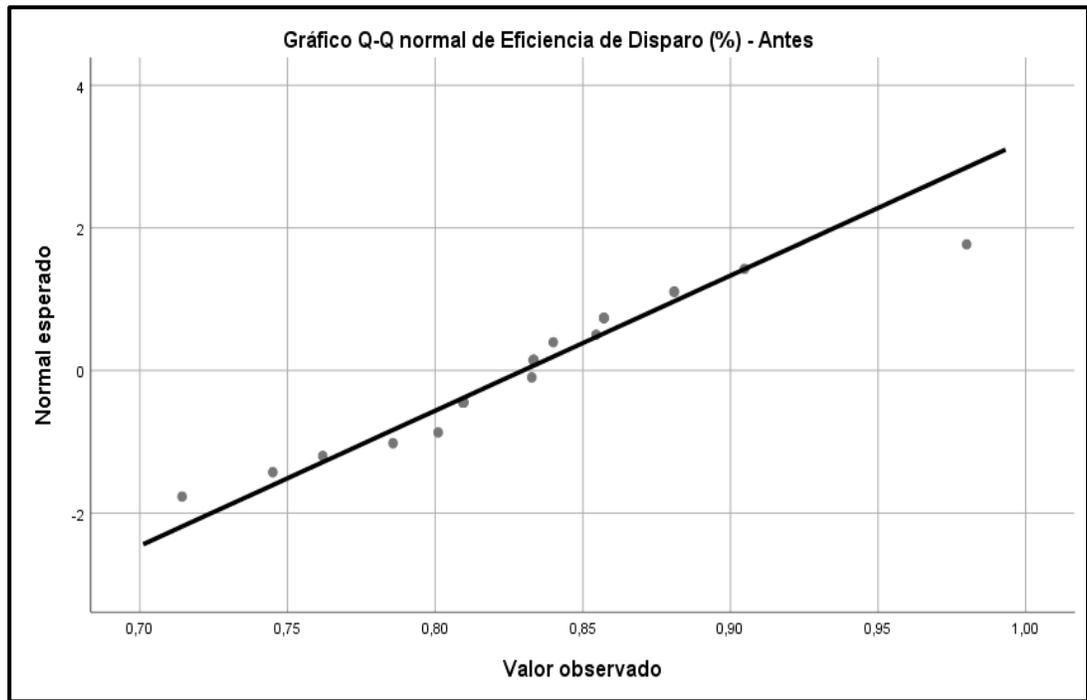
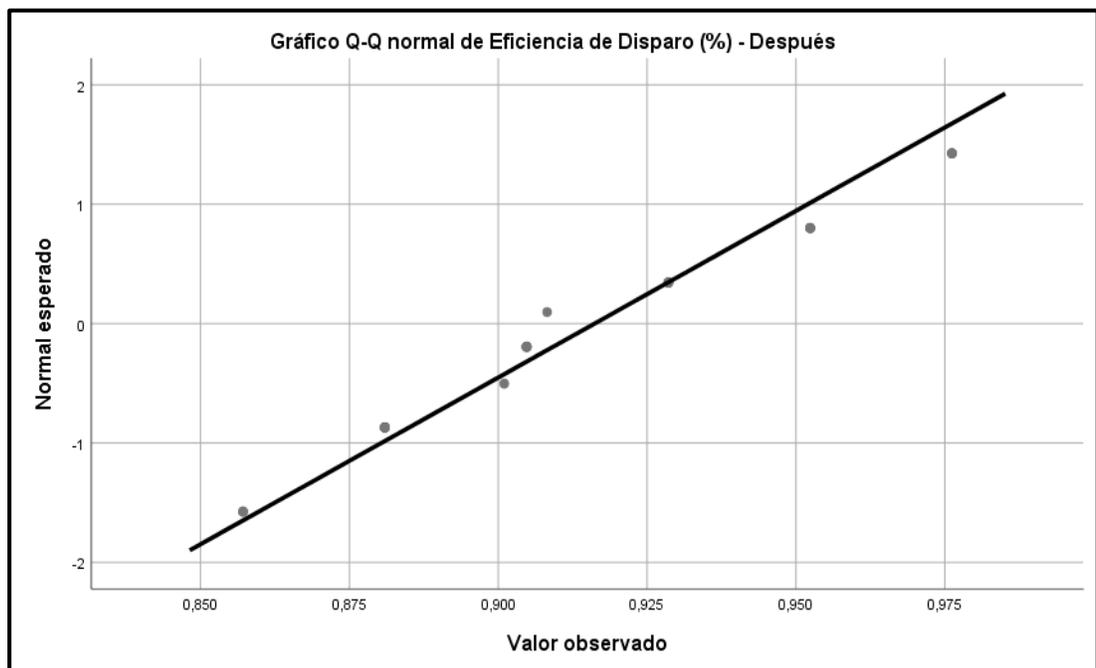


Figura 33. Gráfico de la prueba de normalidad de la variable eficiencia de disparo

- Después



Para el análisis si se cumple de una distribución normal tenemos en cuenta que la muestra en investigación es menor e igual a 50 ($n \leq 50$), por consecuente el P-valor será mediante Shapiro-Wilk.

Tenemos: P – valor (Sig.) (Antes) = 0.188

P – valor (Sig.) (Después) = 0.122

Se verifica la variable eficiencia de disparo antes:

P – valor (Sig.) (Antes) $> \alpha$ (5%)

$0.188 > 0.05$

Se verifica la variable eficiencia de disparo después:

P – valor (Sig.) (Después) $> \alpha$ (5%)

$0.122 > 0.05$

Al ser mayor el P – valor con respecto al nivel de significancia (α) en ambos casos (antes y después), según la regla de decisión no se rechaza la hipótesis nula (h_0) y se concluye que la variable eficiencia de disparo sigue una distribución normal.

➤ **Prueba de correlación para la variable Eficiencia de disparo.**

h_0 : Las varianzas son iguales.

h_1 : Las varianzas no son iguales.

Regla de decisión:

Si P-valor (Sig.) $< \alpha$ (0.05) se rechaza la hipótesis nula.

Si P-valor (Sig.) $> \alpha$ (0.05) no se rechaza la hipótesis nula.

Tabla 30. Prueba de Relación de la variable eficiencia de disparo.

Correlaciones muestras emparejadas			
Eficiencia de Disparo (%)		Antes	Después
Antes	Correlación de Pearson	1	-0.358
	Sig.		0.079
	N	25	25
Después	Correlación de Pearson	-0.358	1
	Sig.	0.079	
	N	25	25

Tenemos: P – valor (Sig.) = 0.079

Se verifica la variable eficiencia de disparo antes y después:

P – valor (Sig.) $> \alpha$ (5%)

$0.079 > 0.05$

Al ser mayor el P – valor con respecto al nivel de significancia (α) según la regla de decisión no se rechaza la hipótesis nula (h_0) y se concluye que las varianzas son iguales.

B. Análisis Paramétrico:

La variable eficiencia de disparo cumple una distribución normal por lo cual se realiza la prueba T de student para 2 muestras relacionadas.

➤ **Prueba T de student para la variable Eficiencia de disparo.**

h_0 : La implementación de la nueva malla de perforación no mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A.,2022.

h_1 : La implementación de la nueva malla de perforación permite mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A.,2022.

Regla de decisión:

Si P-valor (Sig.) $< \alpha$ (0.05) se rechaza la hipótesis nula.

Si P-valor (Sig.) $> \alpha$ (0.05) no se rechaza la hipótesis nula.

Tabla 31. *Prueba T de student para varianzas iguales.*

Prueba de muestras emparejadas					
Eficiencia de Disparo (%) - Antes - Eficiencia de Disparo (%) - Después	t	gl	Sig.	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
				Inferior	Superior
	-5.87	24	0.00	-0.117	-0.056

Tenemos: P – valor (Sig.) = 0.000

Se verifica la variable eficiencia de disparo antes y después:

P – valor (Sig.) $< \alpha$ (5%)

0.00 $<$ 0.05

Al ser menor el P – valor (Sig.) con respecto al nivel de significancia (α) según la regla de decisión se rechaza la hipótesis nula (h_0) y con un 95% de confianza y con 5% margen de error se valida la hipótesis alterna (h_1), en concreto se concluye que optimizando la malla de perforación mejorar positivamente la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A.,2022.

4.3.2. Contraste de la hipótesis específica 2

A. Análisis de Datos:

➤ **Prueba de normalidad para la variable factor de avance.**

h_0 : La muestra sigue una distribución normal.

h_1 : La muestra no sigue una distribución normal.

Regla de decisión:

Si P-valor (Sig.) < α (0.05) se rechaza la hipótesis nula.

Si P-valor (Sig.) > α (0.05) no se rechaza la hipótesis nula.

Tabla 32. Prueba de normalidad de la variable factor de avances.

Pruebas de normalidad						
Factor de Avance (kg/m)	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Antes	0.170	25	0.060	0.943	25	0.171
Después	0.137	25	,200	0.944	25	0.186

Figura 34. Gráfico de la prueba de normalidad de la variable factor de avance -
Antes

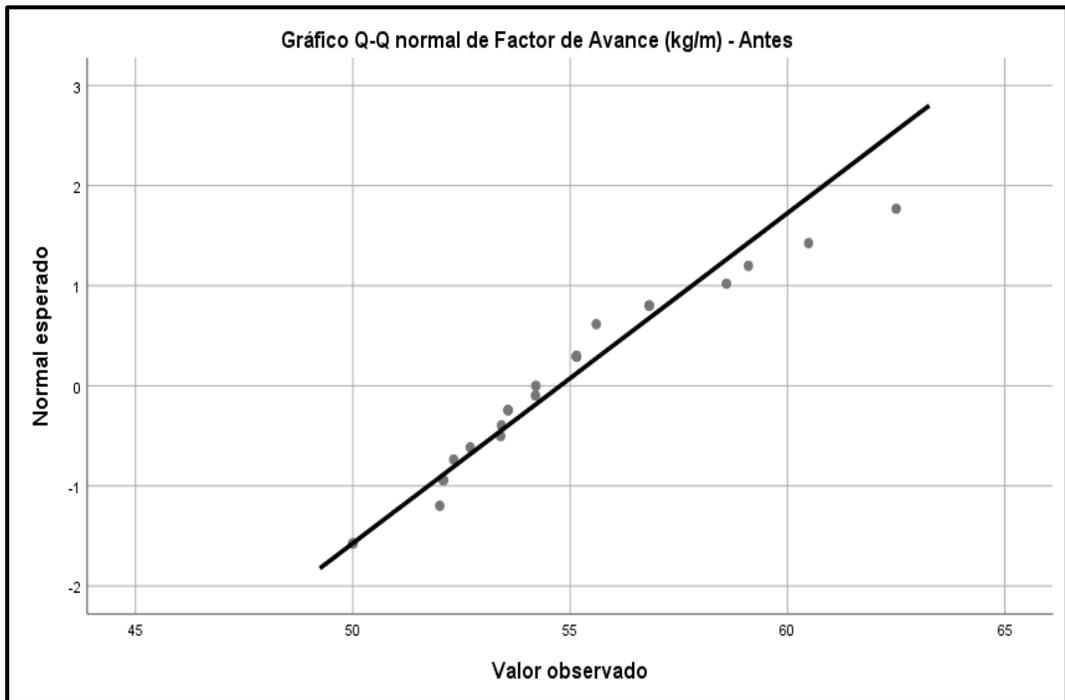
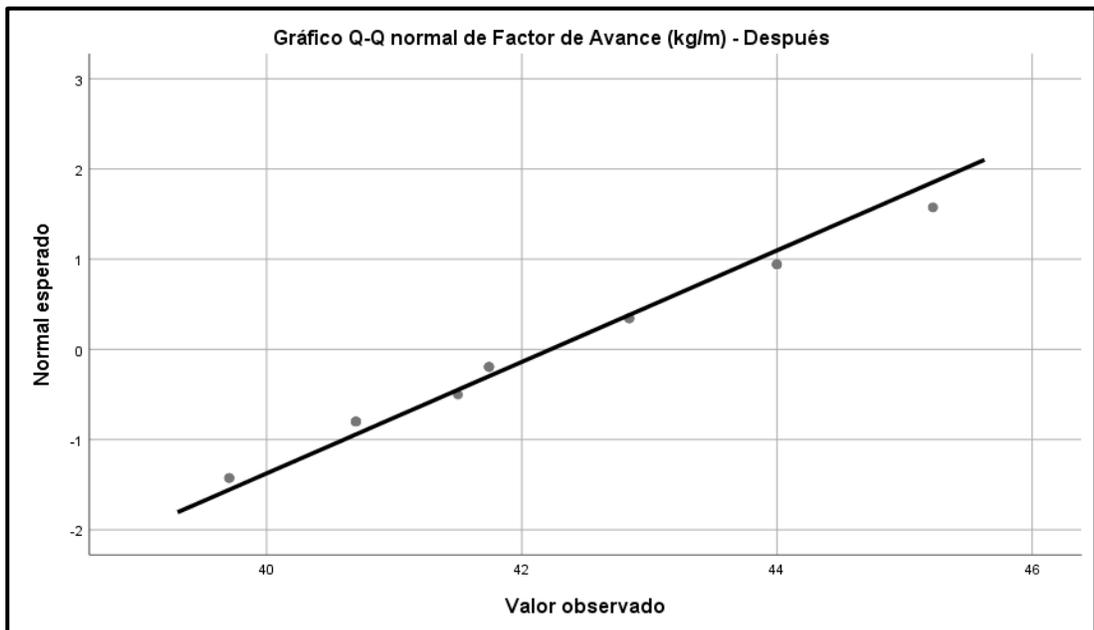


Figura 35. Gráfico de la prueba de normalidad de la variable factor de avance –
Después



Analizamos P-valor (Sig.) mediante Shapiro-Wilk.

Tenemos: P – valor (Sig.) (Antes) = 0.171

P – valor (Sig.) (Después) = 0.186

Se verifica la variable factor de avance antes:

P – valor (Sig.) (Antes) $> \alpha$ (5%)

$$0.171 > 0.05$$

Se verifica la variable factor de avance después:

P – valor (Sig.) (Después) $> \alpha$ (5%)

$$0.186 > 0.05$$

Al ser mayor el P – valor con relación al nivel de significancia (α) en ambos casos (antes y después), según la regla de decisión no se rechaza la hipótesis nula (h_0) y se concluye que la variable eficiencia de disparo sigue una distribución normal.

➤ **Prueba de correlación para la variable Factor de avance.**

h_0 : Las varianzas son iguales.

h_1 : Las varianzas no son iguales.

Regla de decisión:

Si P-valor (Sig.) $< \alpha$ (0.05) se rechaza la hipótesis nula.

Si P-valor (Sig.) $> \alpha$ (0.05) no se rechaza la hipótesis nula.

Tabla 33. Prueba de Relación de la variable factor de avance.

Correlaciones muestras emparejadas			
Factor de Avance (kg/m)		Antes	Después
Antes	Correlación de Pearson	1	-0.144
	Sig.		0.491
	N	25	25
Después	Correlación de Pearson	-0.144	1
	Sig.	0.491	
	N	25	25

Tenemos: P – valor (Sig.) = 0.491

Se verifica la variable factor de avance antes y después:

P – valor (Sig.) > α (5%)

0.491 > 0.05

Al ser mayor el P – valor con relación al nivel de significancia (α) según la regla de decisión no se rechaza la hipótesis nula (h_0) y se concluye que las varianzas son iguales.

B. Análisis paramétrico:

La variable factor de carga cumple una distribución normal y mantienen varianzas iguales de manera que se realiza la prueba T de student para 2 muestras relacionadas.

➤ **Prueba T de student para la variable Factor de avance.**

h_0 : Al optimizar la malla de perforación no se logra reducir el factor de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A., 2022.

h_1 : Al optimizar la malla de perforación se logra reducir el factor de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A., 2022.

Regla de decisión:

Si P-valor (Sig.) $< \alpha$ (0.05) se rechaza la hipótesis nula.

Si P-valor (Sig.) $> \alpha$ (0.05) no se rechaza la hipótesis nula.

Tabla 34. Prueba T de student para varianzas iguales.

Prueba de muestras emparejadas					
Factor de Avance (kg/m) - Antes - Factor de Avance (kg/m) - Después	t	gl	Sig.	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
				Inferior	Superior
	17.24	24	0.00	11.041	14.044

Tenemos: P – valor (Sig.) = 0.00

Se verifica la variable factor de avance antes y después:

P – valor (Sig.) $< \alpha$ (5%)

0.00 $<$ 0.05

Al ser menor el P – valor (Sig.) con relación al nivel de significancia (α) según la regla de decisión se rechaza la hipótesis nula (h_0) y con un 95% de confianza y con 5% margen de error se valida la hipótesis alterna (h_1), de tal forma que se concluye que al optimizar la malla de perforación se logra reducir el factor de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A., 2022.

4.4. Discusión de resultados

Al realizar la optimización de la nueva malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A., 2022, se obtuvieron resultados de mejora con un avance de 3.85 metros por disparo y una eficiencia de avance por disparo de 91.62% en relación con la anterior malla donde el avance se hallaba en 3.44 metros por disparo con una eficiencia de avance de 82.97%; del mismo modo Rivera, H. (2019). En su trabajo de investigación "Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán III", implementando una nueva malla de perforación logrando avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros por disparo, aumentando un 0.78 metros en promedio por disparo.

Con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se hallaron parámetros para lograr reducir el factor de avance por disparo en la Rampa 4490, mina Buenaventura S.A., 2022, siendo la reducción del número de taladros 47 de producción a 41 y 5 taladros de alivio o rimado a 4, y factor de carga lineal de 54.77 a 42.23 Kg/disparo con respecto a la nueva malla implementada, de la misma manera Choque, C. (2019). En su tesis denominado "Optimización de perforación y voladura

en la construcción de la rampa negativa 440 en la empresa minera MACDESA – Arequipa”, consiguiendo mejorar la malla con 37 taladros cargados, 04 rimados y 04 taladros sin carga en la corona, reduciendo el factor de carga explosiva de 3.65 kg/m³ a 2.15 kg/m³, y mediante la voladura controlada no generar sobre excavación en las hastilales y corono.

CONCLUSIONES

1. Referente al objetivo general en el proyecto Yumpag en la rampa negativa 4490 se logró mejorar la eficiencia de avance por disparo, basándonos en la prueba de t student ya que se obtuvo 0.00 siendo significativa con un $p < 0.05$. Por ende, se demostró mejorar de 3.44 m/disparo a 3.85 m/disparo en promedio con respecto a la malla actual incrementando hasta en un 0.41 metros por cada disparo y por consecuente la eficiencia de avance por disparo se logró optimizar en promedio a 91.62%, 8.7% más en relación a la anterior malla (82.97%), de la misma manera se logró elevar el cumplimiento programado mensual de 72.3% a 89.01% en la rampa 4490.
2. Se reduce el número de taladros, ya que con la anterior malla se tenía 47 taladros cargados y 5 taladros de alivio, sin embargo, con el nuevo diseño se reduce a 41 taladros cargados, 1 taladro de cuneta, 4 taladros rimados y 4 taladros corona alivio para evitar la sobre rotura.
3. Los resultados muestran que al disminuir el número de taladros de con respecto a la malla anterior frente a la optimización de la malla de perforación se consigue la disminución de consumo de explosivos (emulsión) de 187.5 kg a 162.2 kg en consecuencia se reduce el factor de avance lineal de 54.77 Kg/m a 42.23Kg/m, factor de carga de 2.7 kg/m³ a 2.09 kg/m³ y el factor de potencia anterior 0.98 kg/tn y posterior a la optimización a 0.76 kg/tn y mediante la voladura controlada la reducción de la carga operante en el contorno y reduciendo el porcentaje de sobre excavación de un 9.1% a 5.9% .

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda seguir con el nuevo diseño de malla excepto si hay cambios en la geomecánica y estructura de rocas u otros factores.
2. Realizar constante capacitación al personal involucrado en perforación y carguío de los frentes, como la importancia del pintado de malla, paralelismo de los taladros respetando burden, espaciamiento según diseño de la malla de perforación, características geomecánicas, parámetros del explosivo.
3. Antes de la perforación se recomienda emparejar la superficie del frente a perforar a fin de que se pueda aprovechar mejor la eficiencia de perforación de los Jumbos.
4. Se recomienda implementar un ambiente donde se pueda preparar cañas para las coronas antes del carguío, con esto se asegura el control del contorno de la labor y menor tiempo de carguío del frente.
5. Se recomienda planificar mejor los horarios de carguío de esta forma tener el tiempo suficiente para un correcto y seguro carguío de acuerdo con el estándar.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alvarado Villanueva, I. J. (2019). *Diseño de malla de perforación para optimización del proceso operativo de perforación y voladura en la zona chino II de la Compañía Minera Caraveli SAC 2015 [Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional Santiago Antúnez De Mayolo. Repositorio Institucional.*
- Araya Arrio, O. E. (2018). *Evaluación de la metodología Roger Homlberg para el diseño de túneles mineros [Tesis para optar Título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional Andres Bello]. Repositorio Institucional. Obtenido de <http://repositorio.unab.cl/xmlui/handle/ria/10184>*
- Arias Ochoa , J. A. (2023). *Optimización del diseño de malla de perforación subterránea en el frente de avance 70 de la mina PROMINE, Camilo Ponce Enríquez – Azuay [Tesis para optar el título de Ingeniero de Mina, Universidad del Azuay]. Repositorio Institucional. Obtenido de <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/13081>*
- Barton. (1974). *Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton. España.*
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez , J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería. Madrid.*
- Bieniawski. (1989). *Geomechanic classification of rock masses and its application to tunnelinnng.*
- Boart Longyear. (2018). *Herramientas de perforación de martillo superior*
- Cañapataña Ccora, A. M. (2019). *Determinación de las condiciones del macizo rocoso en la profundización del avance en la zona Esperanza del Nivel 23 mediante un análisis geomecánico en la Unidad Minera Americana de CÍA. Minera Casapalca [Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional.*

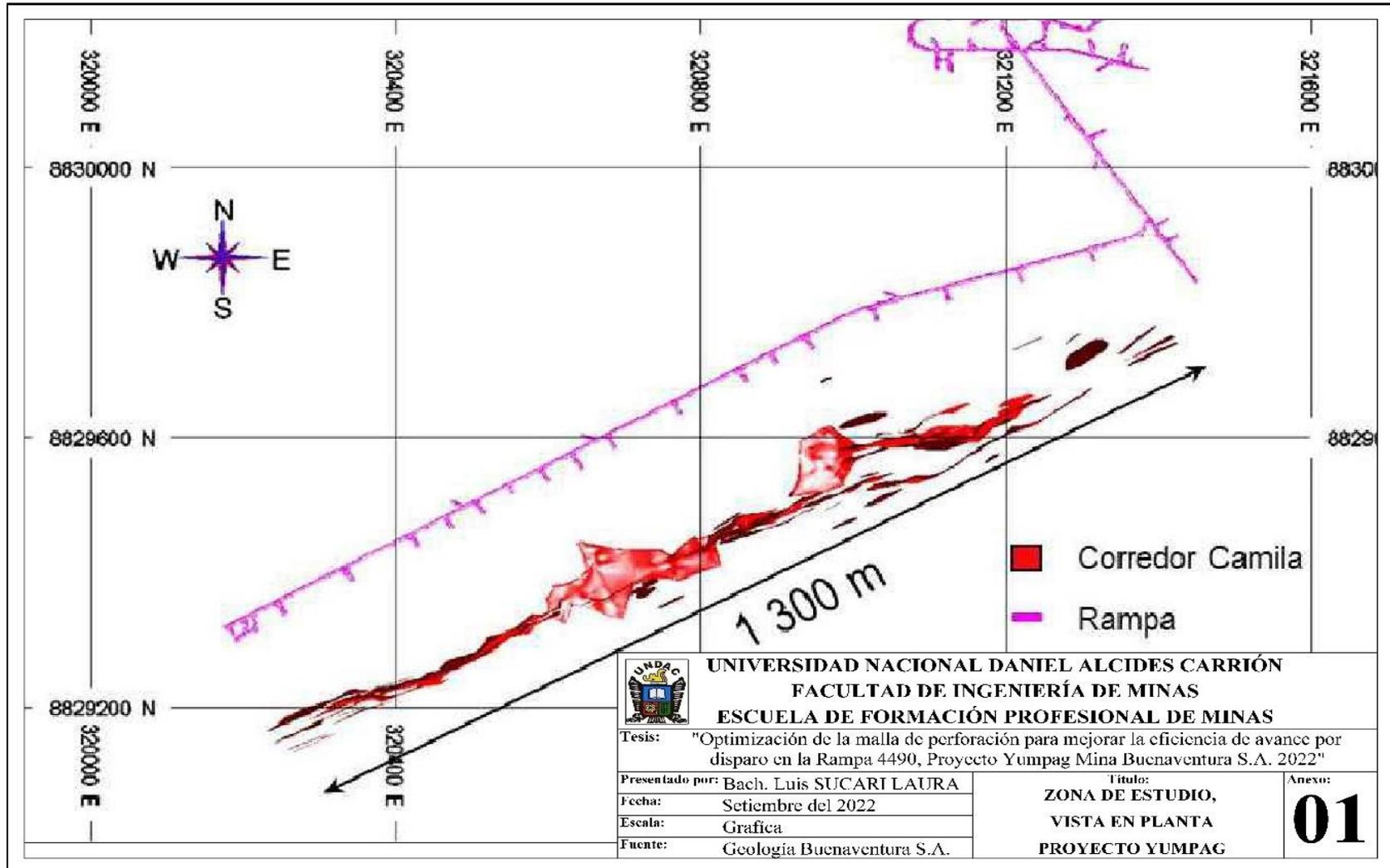
- Choque Choque, A. (2019). *Optimización de perforación y voladura en la construcción de la Rampa negativa 440 en la empresa Minera MACDESA - Arequipa [Tesis para optar título profesional de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional Del Altiplano]*. Repositorio Institucional.
- Eunofre Vega, M. R. (2023). *Implementación del Jumbo Muki FF para optimizar los parámetros de avance de la Rampa 900 de la Unidad Minera Yaruchagua [Tesis para optar Título profesional de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]*. Repositorio Institucional .
- Exsa, S. (2009). *Manual de Practico de Voladura*. Lima.
- Famesa. (2019). *Manual de perforacion y voladura*. Lima.
- Holmberg, R. (1979). *Desing of Tunnel Perimeter Blast-hole Patterns to Prevent Rock Damage*.
- Langefors, U, & Kihlstrom, B. (1963). *The modern echnique of Rock Blasting*.
- López Jimeno, C. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García Bermúdez, P. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid.
- Rivera Huirse, H. A. (2019). *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matematico de Roger Holmberg en el proyecto central hidroelectrica San Gabán III [Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Universidad Nacional Del Antiplano]*. Repositorio Institucional.
- Romani Carhuamaca, R. (2018). *Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar avances y sobrerotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A [Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional Del Centro Del Perú]*. Repositorio Institucional.

Santana Orellana, L. E. (2014). *Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matematico de Holmberg e indice de volabilidad de Lylli [Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional Del Centro Del Perú]*. Repositorio Institucional.

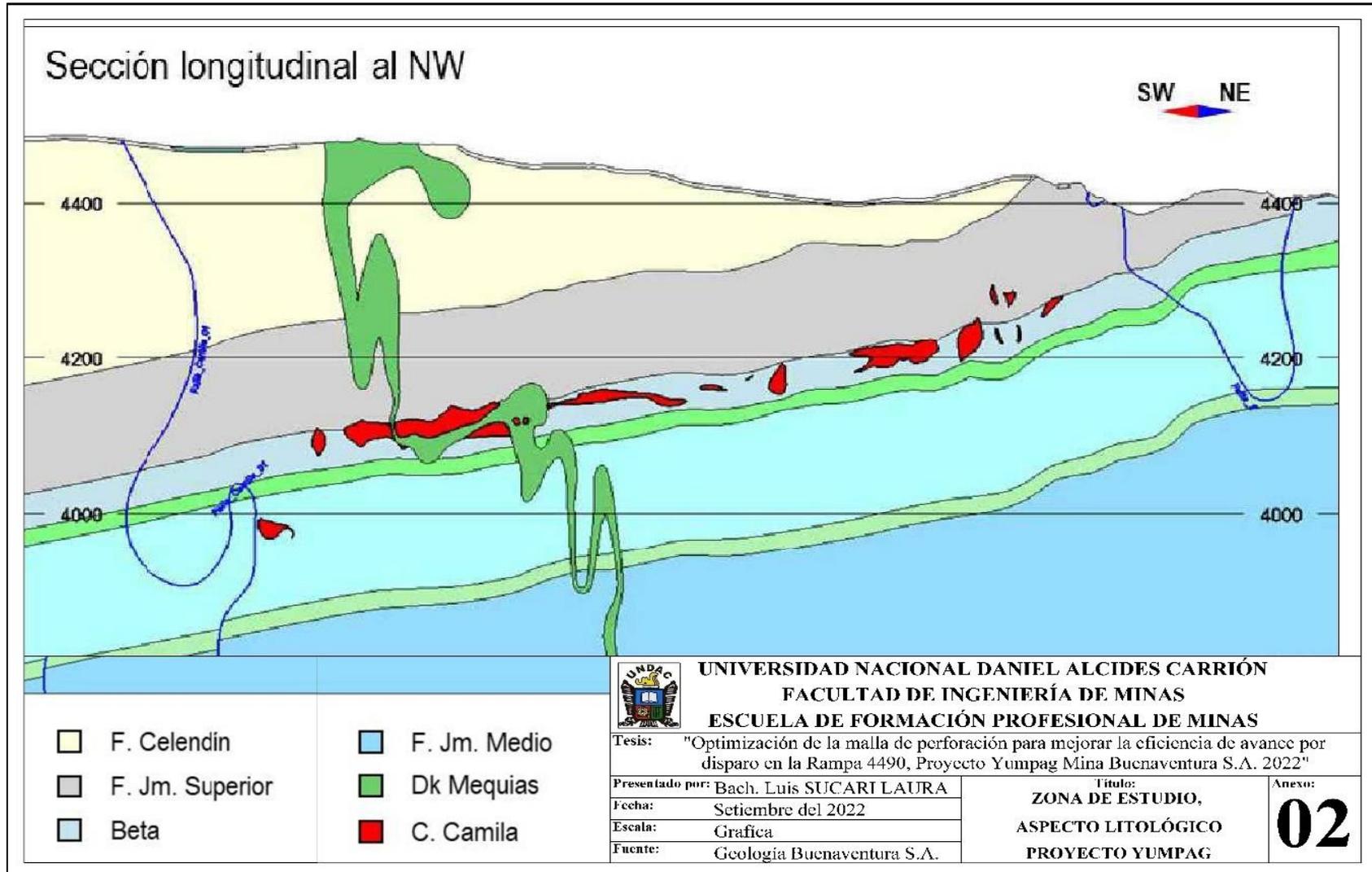
ANEXOS

Instrumentos de Recolección de Datos

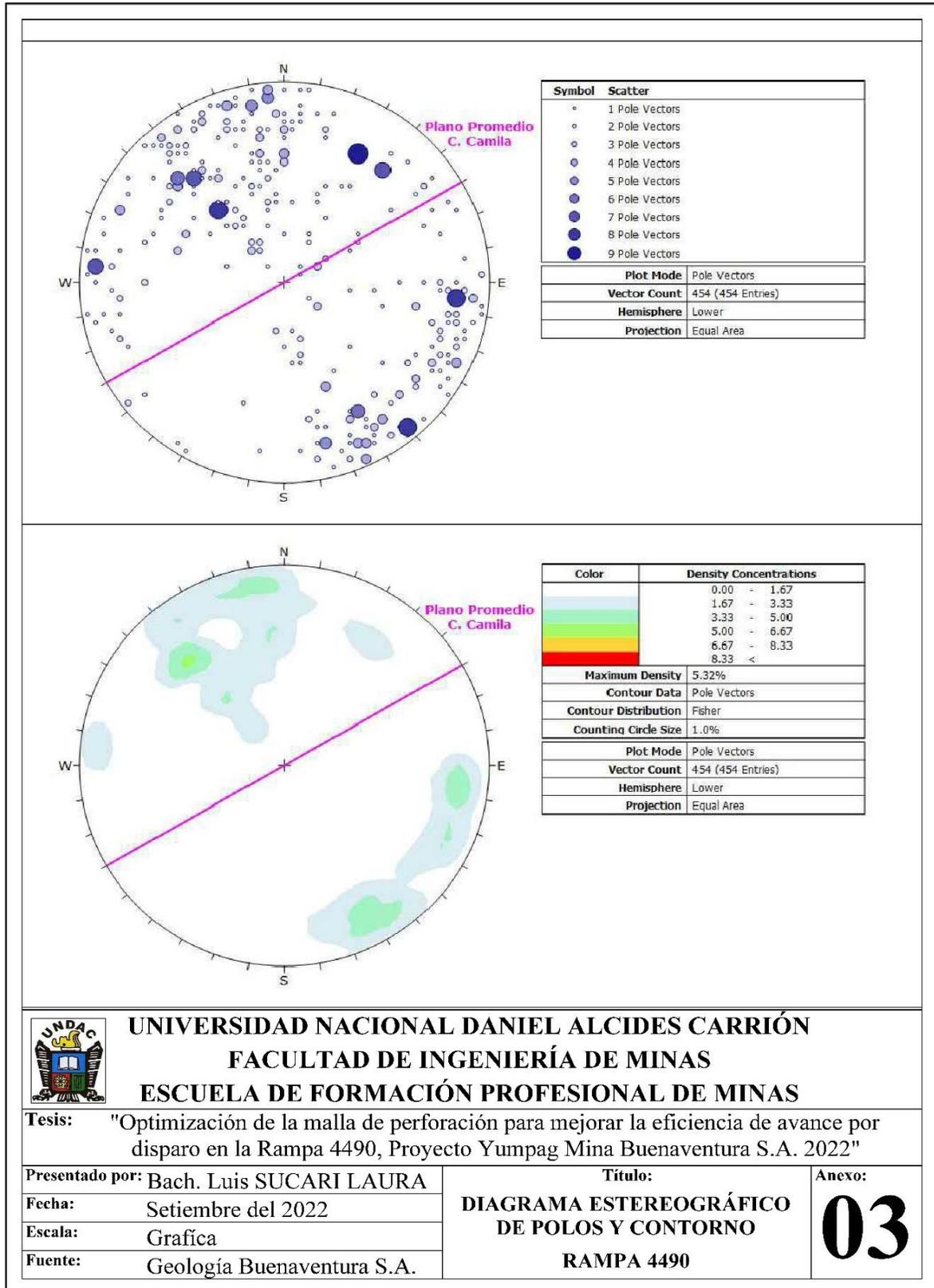
Anexo 1. Zona de estudio Proyecto Yumpag Rampa 4490, Vista en planta.



Anexo 2. Zona de estudio, aspecto litológico del Proyecto Yumpag Rampa 4490.



Anexo 3. Diagrama estereográfico de polos y contorno Rampa 4490



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

Tesis: "Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag Mina Buenaventura S.A. 2022"

Presentado por: Bach. Luis SUCARI LAURA

Fecha: Setiembre del 2022

Escala: Grafica

Fuente: Geología Buenaventura S.A.

Título:

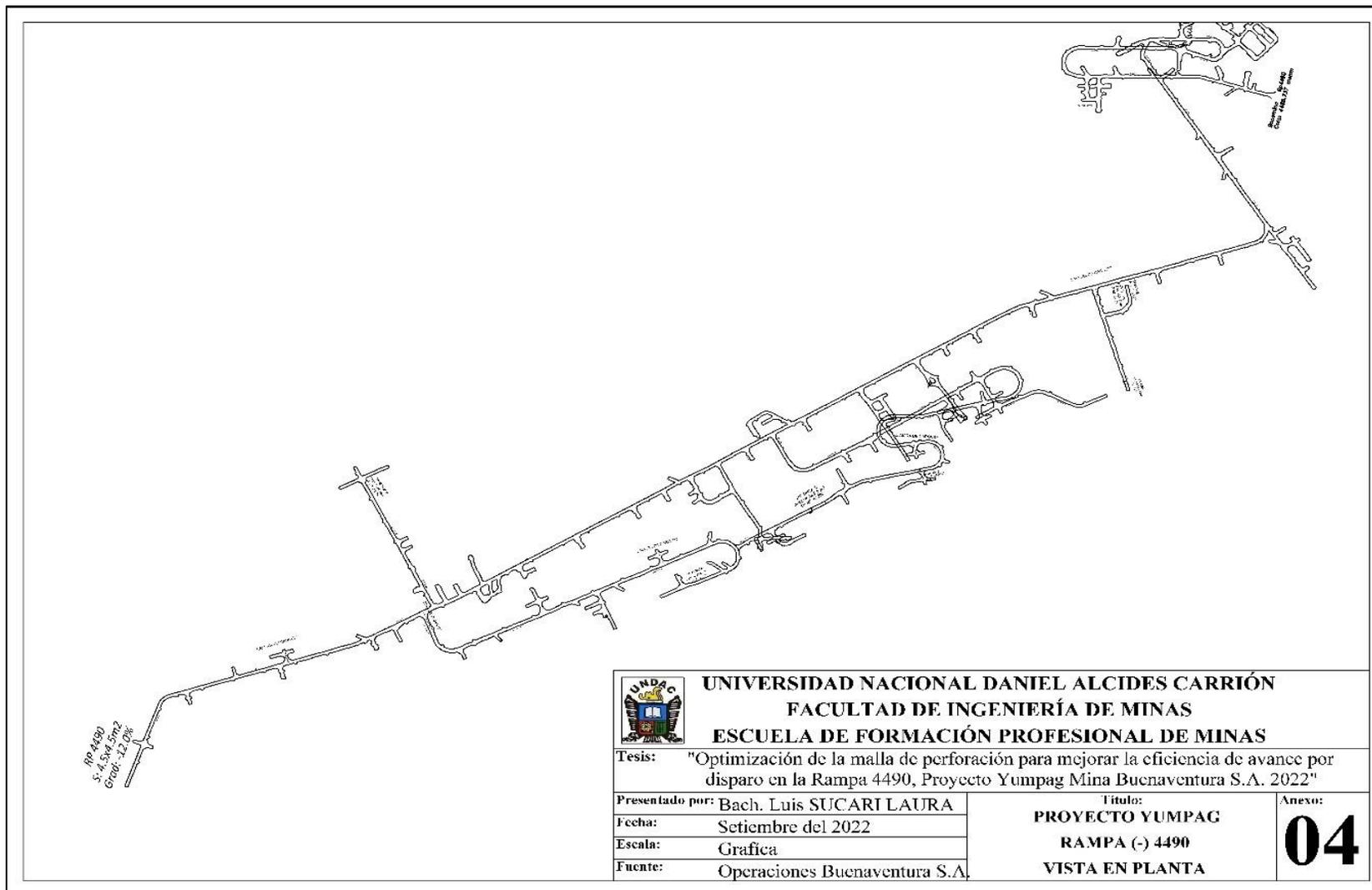
**DIAGRAMA ESTEREOGRÁFICO
 DE POLOS Y CONTORNO**

RAMPA 4490

Anexo:

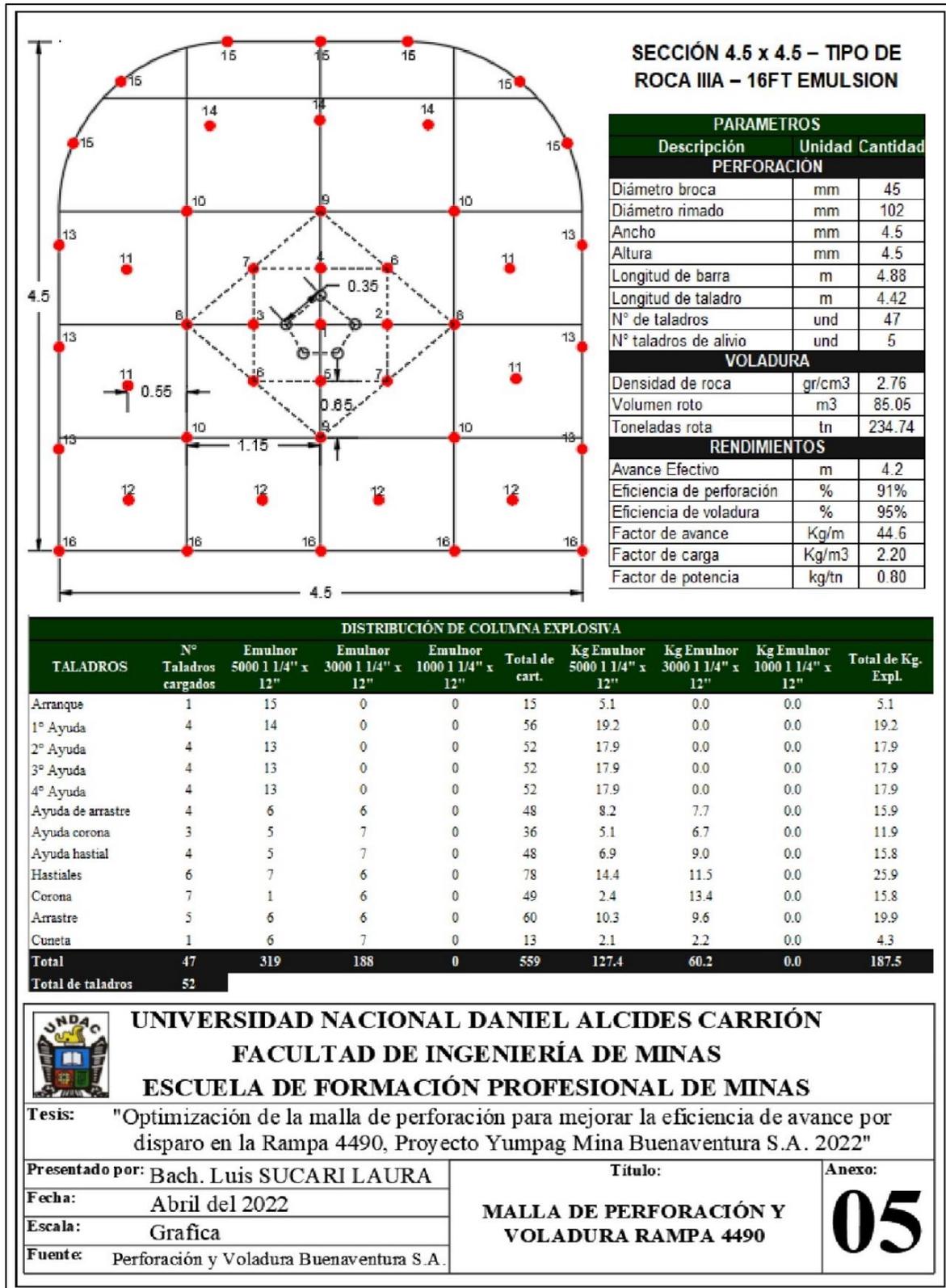
03

Anexo 4. Proyecto Yumpag Rampa (-) 4490, Vista en planta.

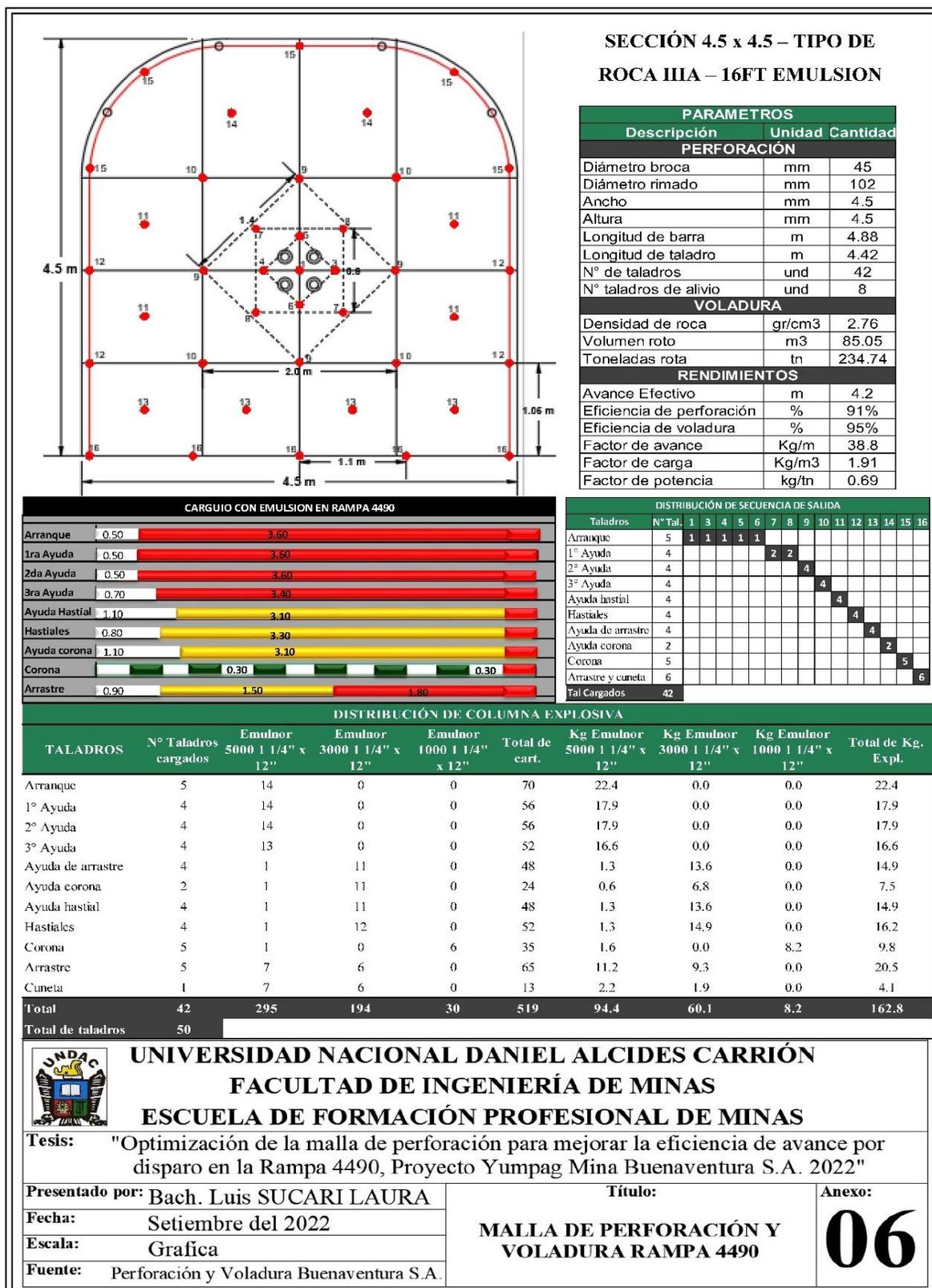


 UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
Tesis: "Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag Mina Buenaventura S.A. 2022"		
Presentado por:	Bach. Luis SUCARI LAURA	Título:
Fecha:	Setiembre del 2022	PROYECTO YUMPAG
Escala:	Grafica	RAMPA (-) 4490
Fuente:	Operaciones Buenaventura S.A.	VISTA EN PLANTA
		Anexo:
		04

Anexo 5. Malla de perforación y voladura anterior - Rampa (-) 4490



Anexo 6. Malla de perforación y voladura Diseñado - Rampa (-) 4490



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

Tesis: "Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag Mina Buenaventura S.A. 2022"

Presentado por: Bach. Luis SUCARI LAURA	Título:	Anexo:
Fecha: Setiembre del 2022	MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA RAMPA 4490	06
Escala: Grafica		
Fuente: Perforación y Voladura Buenaventura S.A.		

Anexo 8. Cuadro de reportes de consumo de explosivos.

REPORTE DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS PROYECTO YUMPAG							
Ejecutor ECM							
Supervisor							
Mes		Fecha		Turno			
Labor		Sección		Nivel			
Emulnor 1 1/4 x 12 x 1000 (und)			Pentacord 5p (m)				
Emulnor 1 1/4 x 12 x 3000 (und)			Carmex (Und)				
Emulnor 1 1/2 x 12 x 3000 (und)			Mecha Rapida (m)				
Emulnor 1 1/4 x 12 x 5000 (und)			ANFO (Kg)				
Emulnor 1 1/2 x 12 x 5000 (und)							
Total							
Fanel 01		Fanel 06		Fanel 11		Fanel 16	
Fanel 02		Fanel 07		Fanel 12		Fanel 17	
Fanel 03		Fanel 08		Fanel 13		Fanel 18	
Fanel 04		Fanel 09		Fanel 14		Fanel 19	
Fanel 05		Fanel 10		Fanel 15		Fanel 20	

Anexo 9. Recolección de datos con la malla anterior.

Avances por disparo con la malla anterior Rp (-) 4490									
Mes	Semana	fecha	Nivel	Labor	Sección	Nº taladros rimado	Nº Taladros producción	Avance prog/disparo	Avance real(m)
ABRIL	SEM 1	27-Mar	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.30
ABRIL	SEM 1	28-Mar	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50
ABRIL	SEM 1	28-Mar	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 1	1-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.30
ABRIL	SEM 1	1-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 1	2-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.20
ABRIL	SEM 1	2-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 2	3-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 2	4-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 2	4-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50
ABRIL	SEM 2	5-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 2	5-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.20
ABRIL	SEM 2	6-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50
ABRIL	SEM 2	6-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 2	7-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50
ABRIL	SEM 2	8-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 2	8-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.65
ABRIL	SEM 2	9-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.30
ABRIL	SEM 2	9-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 3	10-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.75
ABRIL	SEM 3	10-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 3	11-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 3	11-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 3	12-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 3	13-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 3	14-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.70
ABRIL	SEM 3	14-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 3	15-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.20
ABRIL	SEM 3	15-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.70
ABRIL	SEM 3	16-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.00
ABRIL	SEM 3	16-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.00
ABRIL	SEM 4	17-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.10
ABRIL	SEM 4	17-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.30
ABRIL	SEM 4	18-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 4	18-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50
ABRIL	SEM 4	20-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50
ABRIL	SEM 4	21-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 4	21-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50
ABRIL	SEM 4	22-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 4	24-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.40
ABRIL	SEM 4	24-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.60
ABRIL	SEM 4	25-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	5	47	4.20	3.50

Anexo 10. Recolección de datos con la malla implementada

Avances por disparo con la nueva malla Rp (-) 4490									
Mes	Semana	fecha	Nivel	Labor	Sección	N° taladros rimado	N° Taladros producción	Avance prog/disparo	Avance real(m)
MAYO	SEM 1	26-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 1	27-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 1	27-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 1	28-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.10
MAYO	SEM 1	28-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.20
MAYO	SEM 1	29-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 1	29-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.00
MAYO	SEM 1	30-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 1	30-Abr	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 1	1-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.00
MAYO	SEM 1	2-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 2	3-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 2	3-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 2	4-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 2	5-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.10
MAYO	SEM 2	5-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 2	6-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.00
MAYO	SEM 2	6-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 2	7-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 2	7-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.00
MAYO	SEM 2	8-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.20
MAYO	SEM 2	8-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.10
MAYO	SEM 2	9-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 3	10-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 3	10-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 3	11-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 3	11-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 3	12-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 3	12-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.00
MAYO	SEM 3	13-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 3	13-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 3	14-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.60
MAYO	SEM 3	14-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.60
MAYO	SEM 3	15-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 3	15-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.60
MAYO	SEM 3	16-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 3	16-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	4.00
MAYO	SEM 3	17-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 3	17-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 4	18-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 4	18-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 4	19-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 4	20-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 4	20-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 4	21-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.70
MAYO	SEM 4	21-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 4	22-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 4	22-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 4	23-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 4	23-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 4	24-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80
MAYO	SEM 4	24-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 4	25-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.90
MAYO	SEM 4	25-May	4120	RP 4490	4.5x4.5	4	42	4.20	3.80

Anexo 11. Consumo de explosivo con la malla anterior Rp (-) 4490.

Consumo de Explosivos y Accesorios de voladura con la malla anterior Rp (-) 4490																							
Fecha	Emulnor 1 1/4 x 12 x 1000	Emulnor I 1/4 x 12 x 3000	Emulnor 1 1/4 x 12 x 5000	Total de Cartuchos	Pentacord 5p (m)	Carmex (U)	Fanel 01	Fanel 02	Fanel 03	Fanel 04	Fanel 05	Fanel 06	Fanel 07	Fanel 08	Fanel 09	Fanel 10	Fanel 11	Fanel 12	Fanel 13	Fanel 14	Fanel 15	Fanel 16	Total Fanel
27-Mar	54	300	198	552	40	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	6	6	48
28-Mar	47	320	192	559	40	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	6	4	5	5	6	47
28-Mar	94	312	153	559	40	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	6	4	4	6	6	47
1-Abr	47	310	202	559	70	2	1	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	6	4	5	6	6	47
1-Abr	47	314	198	559	70	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	6	4	4	6	6	47
2-Abr	94	270	198	562	80	2	2	2	2	2	0	4	2	4	0	2	4	3	4	6	6	6	47
2-Abr	47	320	192	559	80	2	2	2	2	2	0	4	0	4	4	2	3	4	3	4	6	6	48
3-Abr	47	320	192	559	80	2	2	2	2	2	0	4	0	2	4	4	3	4	3	4	6	6	48
4-Abr	47	320	192	559	70	0	2	2	2	2	0	4	0	2	4	4	4	4	3	4	4	6	47
4-Abr	94	312	153	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	5	6	47
5-Abr	47	310	202	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	0	4	4	4	4	5	6	6	6	47
5-Abr	47	310	202	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	0	4	4	4	5	4	6	6	6	47
6-Abr	47	320	192	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	0	4	4	4	4	5	6	6	6	47
6-Abr	94	312	153	559	80	0	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	6	6	47
7-Abr	47	314	198	559	70	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	4	5	6	6	5	47
8-Abr	47	320	192	559	40	2	2	2	2	2	0	4	0	2	4	4	4	4	2	3	6	6	47
8-Abr	47	314	198	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	6	6	5	46
9-Abr	47	320	192	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	5	6	47
9-Abr	94	312	153	559	70	2	2	2	2	2	0	4	0	2	2	4	4	4	3	4	6	6	47
10-Abr	47	314	198	559	70	2	2	2	2	2	0	4	0	4	4	2	4	4	3	4	5	6	48
10-Abr	94	312	153	559	70	2	2	2	2	2	0	2	0	2	4	4	4	4	3	4	6	6	47
11-Abr	54	306	198	558	70	2	2	2	2	2	0	4	0	2	2	4	4	4	3	4	6	6	47
11-Abr	94	270	198	562	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	6	6	6	47
12-Abr	47	310	202	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	6	6	6	47
13-Abr	47	320	192	559	70	2	2	2	2	2	0	4	0	4	4	2	4	4	3	4	6	5	48
14-Abr	47	314	198	559	70	2	2	2	2	2	0	2	0	2	4	4	4	4	3	4	6	6	47
14-Abr	54	306	198	558	70	2	2	2	2	2	0	4	0	4	2	2	4	4	3	4	6	6	47
15-Abr	47	310	202	559	70	2	2	1	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	2	6	6	6	47
15-Abr	54	306	198	558	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	6	6	48
16-Abr	47	320	192	559	40	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	6	6	48
16-Abr	47	314	198	559	70	2	2	2	2	2	0	4	4	2	0	4	4	2	3	4	6	6	47
17-Abr	54	306	198	558	70	2	2	2	2	2	0	4	0	2	2	4	4	4	3	4	6	6	47
17-Abr	47	320	192	559	70	2	2	2	2	2	0	4	0	2	2	4	4	4	3	4	6	6	47
18-Abr	94	270	198	562	70	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	4	6	6	6	6	47
18-Abr	47	310	202	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	6	6	48
20-Abr	54	306	198	558	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	6	6	6	47
21-Abr	94	270	198	562	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	6	6	48
21-Abr	47	314	198	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	6	6	6	47
22-Abr	47	310	202	559	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	6	6	6	47
24-Abr	54	306	198	558	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	6	6	6	48
24-Abr	47	320	192	559	70	2	2	2	2	2	0	4	0	4	4	2	2	3	6	5	6	6	48
25-Abr	54	198	306	558	40	2	0	2	2	0	2	0	4	4	2	4	2	4	4	6	6	6	48

Anexo 12. Consumo de explosivo con la nueva malla Rp (-) 4490.

Consumo de Explosivos y Accesorios de voladura con la nueva malla Rp (-) 4490																							
Fecha	Emulnor 1 1/4 x 12 X 1000	Emulnor 1 1/4 x 12 X 3000	Emulnor 1 1/4 X 12 5000	Total de Cartuchos	Pentacord 5p (m)	Carmex (U)	Fanel 01	Fanel 02	Fanel 03	Fanel 04	Fanel 05	Fanel 06	Fanel 07	Fanel 08	Fanel 09	Fanel 10	Fanel 11	Fanel 12	Fanel 13	Fanel 14	Fanel 15	Fanel 16	Total Fanel
26-Abr	35	268	216	519	60	2	0	2	0	2	2	0	2	2	4	4	2	4	4	4	5	5	42
27-Abr	49	275	194	518	60	2	0	2	0	2	2	2	2	2	0	4	4	4	4	4	5	6	43
27-Abr	47	240	232	519	70	2	0	2	2	0	2	0	4	4	2	4	3	3	2	4	5	5	42
28-Abr	42	268	210	520	70	2	0	2	2	0	2	0	2	3	4	4	4	4	3	2	5	5	42
28-Abr	30	302	188	520	70	2	0	2	2	0	2	0	2	2	4	4	4	4	3	4	5	5	43
29-Abr	30	295	194	519	70	2	0	2	2	0	2	0	4	4	2	2	3	4	3	4	5	5	42
29-Abr	49	275	194	518	70	2	0	2	2	0	2	0	2	4	4	4	2	4	2	4	5	5	42
30-Abr	35	268	216	519	60	2	0	2	2	0	2	0	2	2	3	4	4	4	3	4	5	5	42
30-Abr	49	275	194	518	70	2	0	2	2	0	2	0	4	4	2	2	4	4	3	4	5	5	43
1-May	35	268	216	519	70	2	0	2	0	2	0	2	2	2	4	4	4	4	3	4	5	5	43
2-May	47	240	232	519	60	2	2	0	0	2	0	2	2	2	3	4	4	4	4	4	5	5	43
3-May	49	275	194	518	60	2	0	2	0	2	0	2	2	3	3	4	4	4	4	2	5	5	42
3-May	42	268	210	520	60	2	0	2	0	2	0	2	2	2	4	2	4	4	4	4	5	5	42
4-May	35	268	216	519	60	2	2	0	1	2	1	1	2	2	4	4	2	4	4	3	5	5	42
5-May	49	275	194	518	60	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	2	4	5	4	4	5	5	42
5-May	47	240	232	519	60	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	2	4	4	4	5	5	42
6-May	30	302	188	520	60	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	4	4	4	5	5	43
6-May	42	268	210	520	60	2	1	0	1	0	2	2	2	2	4	4	4	2	4	4	5	5	42
7-May	35	268	216	519	80	2	2	2	2	2	0	4	2	2	0	2	4	3	4	5	5	5	43
7-May	49	275	194	518	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	4	5	5	43
8-May	42	268	210	520	70	2	2	0	1	1	2	0	2	0	4	4	4	4	4	4	5	5	42
8-May	47	240	232	519	80	0	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	4	4	3	5	5	42
9-May	49	275	194	518	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	3	5	5	42
10-May	30	302	188	520	70	2	2	2	2	2	0	0	0	2	4	4	4	4	3	4	5	5	43
10-May	42	268	210	520	70	2	2	2	2	2	0	0	0	2	3	4	4	4	3	4	5	5	42
11-May	35	268	216	519	70	2	1	1	2	1	0	2	0	2	4	4	4	4	3	4	5	5	42
11-May	47	240	232	519	60	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	2	5	5	42
12-May	35	268	216	519	70	2	2	0	1	0	2	0	2	2	4	4	4	4	3	4	5	5	42
12-May	49	275	194	518	70	2	2	0	1	1	1	0	2	2	4	4	4	4	3	4	5	5	42
13-May	30	302	188	520	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	3	5	5	5	42
13-May	47	240	232	519	70	2	2	0	1	1	2	0	2	2	4	4	4	4	4	4	5	5	42
14-May	49	275	194	518	70	2	0	2	2	0	2	1	0	2	4	4	4	4	3	4	5	5	42
14-May	35	268	216	519	60	2	0	2	2	0	2	0	1	2	4	4	4	4	3	4	5	5	42
15-May	42	268	210	520	60	2	2	2	2	0	2	0	0	4	4	0	4	4	4	4	5	5	42
15-May	49	275	194	518	60	2	0	2	2	0	2	2	0	4	4	0	4	4	4	4	5	5	42
16-May	30	302	188	520	60	2	2	2	2	2	0	2	0	4	4	4	2	2	3	4	5	5	43
16-May	47	240	232	519	60	2	2	2	2	2	0	4	0	2	3	4	2	2	3	4	5	5	42
17-May	47	240	232	519	70	2	2	2	2	1	0	4	0	2	4	4	2	2	2	5	5	5	42
17-May	42	268	210	520	70	2	2	2	1	2	0	2	1	2	4	4	2	2	3	5	5	5	42
18-May	35	268	216	519	70	2	2	2	2	2	2	0	0	4	4	4	2	2	3	4	5	5	43
18-May	49	275	194	518	70	2	2	2	2	2	0	0	1	4	4	4	2	2	3	4	5	5	42
19-May	47	240	232	519	70	2	2	2	2	2	0	2	0	4	4	4	2	2	2	4	5	5	42

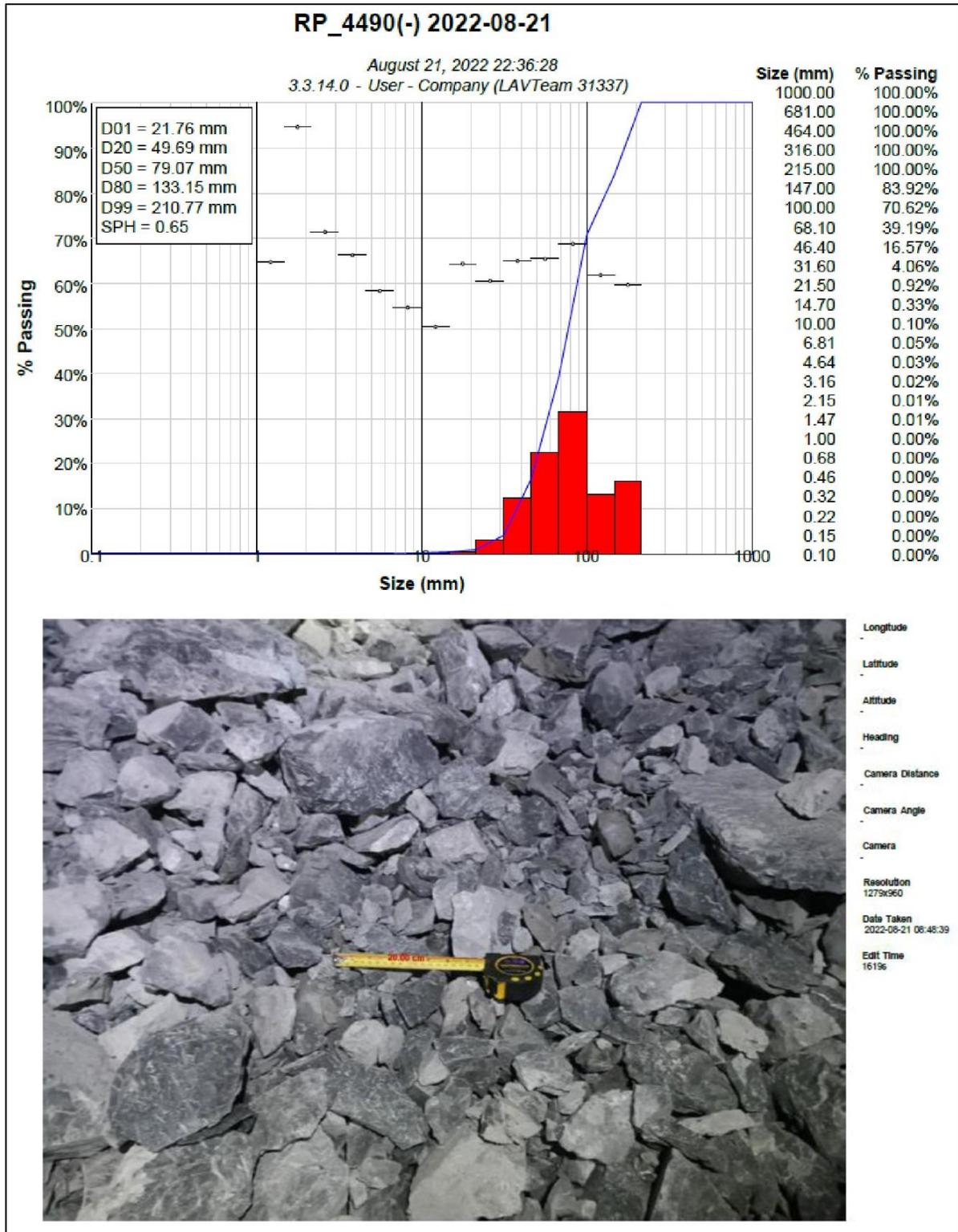
Anexo 13. Matriz de consistencia

Optimización de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto

Yumpag, mina Buenaventura S.A., 2022.

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
<p>Problema General. ¿De qué manera influirá la optimización de la malla de perforación en la mejora en los parámetros avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A. 2022?</p> <p>Problemas Específicos. a) ¿La implementación de la nueva malla de perforación permite la mejora de la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A. 2022? b) ¿La optimización de la malla de perforación influirá positivamente en la reducción del factor de avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A. 2022?</p>	<p>Objetivo General. Optimizar la malla de perforación para mejorar los parámetros de avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A.,2022.</p> <p>Objetivos Específicos. a) Implementar la nueva malla de perforación para mejorar la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A., 2022. b) Reducir el factor de avance por disparo mediante la optimización de la malla de perforación en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A., 2022.</p>	<p>Hipótesis General. Si optimizamos la malla de perforación entonces mejorara los parámetros avance en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A.,2022</p> <p>Hipótesis Específicos. a) La optimización de la nueva malla de perforación mejorará la eficiencia de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag mina Buenaventura S.A.,2022. b) La optimización de la malla de perforación permitirá reducir el factor de avance por disparo en la Rampa 4490, Proyecto Yumpag Mina Buenaventura S.A. 2022.</p>	<p>Variable independiente: Optimización de la malla de perforación.</p> <p>Variable dependiente: Mejorar la eficiencia de avance por disparo.</p> <p>Población. La población está constituida por los proyectos en ejecución en interior mina en el Nv 4120 (Rp 4490, Rp 9895 NW, Ca 880 NW, Ca 460 SE y NW, Ca 511 SE); que a la fecha del presente se vienen ejecutando en el Proyecto Yumpag.</p> <p>Muestra. La muestra para la presente investigación está conformada por la labor en desarrollo en el NV 4120 Rampa negativa 4490 con sección de 4.5 m. x 4.5 m. en el proyecto Yumpag.</p>	<p>Tipo de investigación Aplicada</p> <p>Diseño de la investigación Experimental</p> <p>Método de investigación Científica</p> <p>Nivel de investigación Explicativa</p> <p>Instrumentos de recolección de datos</p> <p>Observación Análisis documental Recolección de datos de campo</p>

Anexo 14. Gráfico de fragmentación después de la voladura.



Anexo 15. *Implementación del nuevo diseño de arranque*



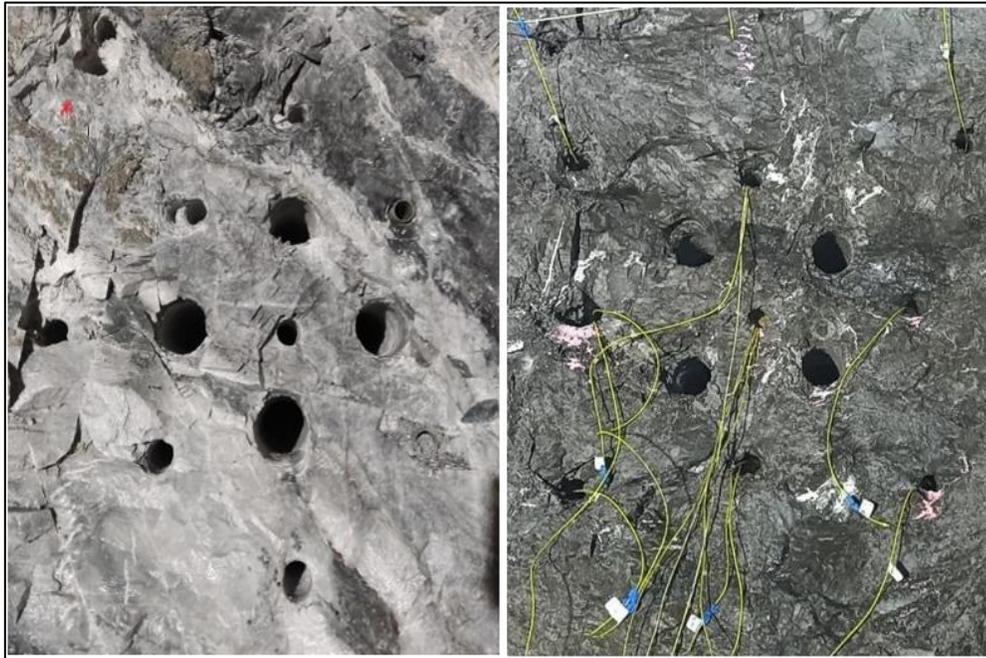
Anexo 16. *Implementación de cañas en el contorno techo.*



Anexo 17. *Pintado de malla de perforación.*



Anexo 18. *Perforación del arranque de la nueva malla.*



Anexo 19. *Carguío del frente, Rampa 4490*

