

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA
FACULTAD DE GEOLOGÍA, GEOFÍSICA Y MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**“ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN
Y VOLADURA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE GALERÍA NV.4790
UNIDAD OPERATIVA HUARCAYA - COMPAÑÍA MINERA PGM”**

TESIS PRESENTADA POR EL BACHILLER:

DURAN MENDOZA, JUAN DIEGO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

ASESOR: MSc. EDGAR RALPH TADDEY CHACALTANA

AREQUIPA – PERÚ

2021

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA
FACULTAD DE GEOLOGÍA, GEOFÍSICA Y MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**“ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN
Y VOLADURA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE GALERÍA NV.4790
UNIDAD OPERATIVA HUARCAYA - COMPAÑÍA MINERA PGM”**

TESIS PRESENTADA POR EL BACHILLER:

DURAN MENDOZA, JUAN DIEGO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

ASESOR: MSc. EDGAR RALPH TADDEY CHACALTANA

JURADO:

PRESIDENTE : MSc. LUCIANO ALEJANDRO TACO PRADO

SECRETARIO : MSc. EBERTH SAIRE BOCANGEL

VOCAL : MSc. EDGAR RALPH TADDEY CHACALTANA

ASESOR : MSc. EDGAR RALPH TADDEY CHACALTANA

AREQUIPA – PERÚ

2021

DEDICATORIA

A Dios por nunca abandonarme en todos los proyectos, objetivos y metas trazadas.

A mis padres Bautisto y Primitiva por todo el sacrificio que hicieron para lograrme profesionalmente.

A mi hermano Manuel por siempre darme el ejemplo y guiarme para ser cada vez alguien mejor en la vida.

AGRADECIMIENTOS

Mi mayor agradecimiento va para mis padres y hermano quienes siempre me brindaron su apoyo incondicional inculcándome el respeto, la humildad y la dedicación para seguir adelante.

A mi querida Alma Mater, la Universidad Nacional de San Agustín y a mis estimados catedráticos por su gran esfuerzo y dedicación para la formación de profesionales de calidad, en especial al Ing. Edgar Taddey, por su tiempo dedicado al asesoramiento de la presente de investigación.

De la misma manera a la Compañía Minera PGM SAC, al Gerente General, Ing. Placido Pariguana Moncca y a todos los profesionales y cada integrante de este gran equipo de trabajo por brindarme y compartir sus experiencias y conocimientos con paciencia y vocación.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo analizar y optimizar los costos de perforación y voladura, mejorando e incrementando el rendimiento operativo y la productividad mediante la estandarización de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la construcción de la Galería Nv.4790 de la Unidad Minera Huarcaya.

En el desarrollo de la tesis, se analiza y evalúa la deficiente malla de perforación y proceso que conlleva a la baja productividad e incumplimiento del programa de avances semanales y mensuales ejecutado por la contrata MINSUB, originando el incremento del costo unitario por metros lineal y a su vez las pérdidas económicas de dicha empresa contratista y retraso en las metas del planeamiento por parte de la Compañía Minera PGM SAC.

Con el estudio de línea base se procede a rediseñar una nueva malla de perforación considerando los parámetros geomecánicos, técnicos y operativos, planteando utilizar barrenos de 8 pies en vez de 6 pies y así aumentar la productividad en el proceso.

Como resultado del nuevo planteamiento y ejecución del estándar se obtuvo una reducción del costo unitario de 381.06 \$/m (línea base) a un nuevo valor de 278.35 \$/m habiendo una diferencia y ahorro de \$102.71 por metro lineal (27% menos). Es así que, durante los meses de enero, febrero y marzo del 2021 se obtuvo una ganancia comparativa de \$16,265.16 en los 158.36 metros ejecutados de la Galería Nv.4790.

Adicionalmente se redujo el factor de carga en un 38.2% con un nuevo valor de 2.08 kg/m³, y el factor de carga lineal se redujo a 10 kg/m (36.4% menos) con un avance efectivo promedio de 2.12 m/disparo. La calidad del disparo se evaluó con la fragmentación obteniendo una granulometría promedio de 15cm (P80=6") empleando el nuevo estándar de perforación y voladura.

Palabras Clave: Optimizar, productividad, costo unitario, estándar.

ABSTRACT

The present research work aims to analyze and optimize drilling and blasting costs, improving and increasing operational performance and productivity by standardizing a new drill and blast mesh design in the construction of Gallery Nv. 4790 of the Huarcaya Mining Unit.

In the development of the thesis, the deficient drilling mesh and process that leads to low productivity and non-compliance with the weekly and monthly progress program executed by the MINSUB contract is analyzed and evaluated, causing an increase in the unit cost per linear meters and its Once the economic losses of said contractor company and delay in the planning goals by Company Mining PGM SAC.

With the baseline study, a new drilling mesh is redesigned considering the geomechanical, technical and operational parameters, proposing to use 8-foot holes instead of 6 feet and thus increase productivity in the process.

As a result of the new approach and execution of the standard, a reduction of the unit cost of 381.06 \$ / m (baseline) was obtained to a new value of 278.35 \$ / m, having a difference and savings of \$ 102.71 per linear meter (27% less). Thus, during the months of January, February and March 2021, a comparative profit of \$ 16,265.16 was obtained in the 158.36 meters executed in Gallery Nv. 4790.

Additionally, the load factor was reduced by 38.2% with a new value of 2.08 kg/m³, and the linear load factor was reduced to 10 kg/m (36.4% less) with an average effective advance of 2.12 m / shot. The quality of the shot was evaluated with the fragmentation obtaining an average granulometry of 15cm (P80 = 6 ") using the new drilling and blasting standard.

Keywords: Optimize, productivity, unit cost, standard.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTOS.....	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT.....	iv

CAPITULO I INTRODUCCIÓN

1.1. TÍTULO Y UBICACIÓN.....	1
1.1.1. Título de la tesis.....	1
1.1.2. Ubicación.....	2
1.1.3. Accesibilidad.....	4
1.2. JUSTIFICACIÓN.....	4
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	5
1.3.1. Definición del problema.....	5
1.3.2. Formulación del problema.....	6
1.4. ALCANCE Y LIMITACIONES.....	6
1.4.1. Alcance.....	6
1.4.2. Limitaciones.....	7
1.5. VARIABLES E INDICADORES.....	7
1.6. OBJETIVOS.....	7
1.6.1. Objetivo general.....	7
1.6.2. Objetivos específicos.....	7
1.7. HIPÓTESIS.....	8
1.8. METODOLOGÍA INVESTIGACIÓN.....	8
1.8.1. Enfoque.....	8
1.8.1.1. Cuantitativo.....	8
1.8.1.2. Cualitativo.....	9
1.8.2. Alcance.....	9
1.8.2.1. Explicativo o de causalidad.....	9
1.8.2.2. Aplicativo.....	9

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	10
2.2. MARCO CONCEPTUAL - BASES TEÓRICAS.....	13
2.2.1. Perforación.....	13
2.2.2. Arranque	15
2.2.2.1. Cortes en diagonal	17
2.2.2.2. Cortes en paralelo	22
2.2.3. Clasificación de taladros según su distribución	24
2.2.3.1. Arranque o cueles	24
2.2.3.2. Ayudas.....	25
2.2.3.3. Cuadradores.....	25
2.2.3.4. Alzas, techo o corona	25
2.2.3.5. Arrastre o pisos	25
2.2.4. Diseño de malla de perforación.....	26
2.2.4.1. Número de taladros	27
2.2.4.2. Distancia entre taladros	29
2.2.4.3. Longitud de taladros	29
2.2.4.4. Cantidad de carga	30
2.2.4.5. Distribución de carga.....	31
2.2.4.6. Características de los taladros de destroce.....	32
2.2.4.7. Profundidad de los taladros	34
2.2.5. Errores y defectos en la perforación	36
2.2.6. Voladura ineficiente.....	38
2.2.6.1. Tiro soplado.....	38
2.2.6.2. Tiro cortado	40
2.2.6.3. Tiros prematuros, retardados	41
2.2.7. Costos directos e indirectos	41
2.2.7.1. Costos directos.....	41
2.2.7.2. Costos indirectos	42
2.2.8. Costos fijos y variables.....	42
2.2.8.1. Costos fijos.....	42
2.2.8.2. Costos variables	42

2.2.9. Costo unitario	43
2.2.10. Eficiencia operativa	44
2.2.10.1. Medición de la eficiencia.....	44
2.2.11. Optimización de costos operativos.....	45

CAPITULO III

MATERIAL DE ESTUDIO

3.1. GENERALIDADES	46
3.1.1. Descripción de yacimiento	46
3.1.2. Relieve	47
3.1.3. Clima	48
3.1.4. Flora.....	48
3.1.5. Fauna.....	48
3.2. GEOLOGÍA.....	49
3.2.1. Geomorfología	49
3.2.2. Geología regional.....	49
3.2.3. Estratigrafía regional	50
3.2.4. Geología local	52
3.2.5. Estratigrafía local	52
3.2.6. Geología económica	53
3.3. MINERÍA.....	58
3.3.1. Método de explotación	58
3.3.2. Diseño minero	59
3.3.2.1. Plan de diseño y construcción y acceso.....	59
3.3.2.2. Labores de desarrollo.....	60
3.3.2.3. Labores de preparación.....	62
3.3.2.4. Labores de explotación	63
3.3.3. Operaciones unitarias del ciclo de minado.....	64
3.3.3.1. Perforación	64
3.3.3.2. Voladura	68
3.3.3.3. Ventilación.....	72
3.3.3.4. Limpieza	73
3.3.3.5. Acarreo.....	74

3.3.3.6. Sostenimiento.....	75
3.3.3.7. Relleno	77
3.3.4. Ciclo de operaciones en labores	77
3.3.4.1. Galería Convencional	77
3.3.4.2. Galería Semimecanizada	78
3.3.4.3. Subnivel.....	79
3.3.4.4. Chimeneas principales	79

CAPITULO IV

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	81
4.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	82
4.3. TÉCNICAS.....	82
4.3.1. Trabajo de campo	82
4.3.2. Trabajo de gabinete	83
4.4. PROCEDIMIENTOS	83
4.5. POBLACIÓN, MUESTRA Y MUESTREO.....	84
4.5.1. Población	84
4.5.2. Muestra	84
4.6. PERSONAL HUMANO	84
4.7. MATERIALES Y HERRAMIENTAS	84
4.8. MÉTODOS DE CÁLCULO.....	85
4.9. CONDICIONES ACTUALES.....	85

CAPITULO V

DESARROLLO DEL TEMA DE TESIS

5.1. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	86
5.1.1. Clasificación geomecánica.....	87
5.1.1.1. Según RQD (Clasificación de Deere)	87
5.1.1.2. Índice Q (Clasificación de Barton, Lien y Lunde).....	88
5.1.1.3. RMR (Clasificación de Bieniawski)	94

5.2. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA GALERÍA NV.4790.....	97
5.3. ANTECEDENTES.....	101
5.3.1. Parámetros de diseño de Galería Nv.4790	101
5.3.1.1. Sección.....	101
5.3.1.2. Gradiente.....	101
5.3.1.3. Cámaras de refugio	102
5.3.2. Perforación (línea base)	103
5.3.2.1. Malla de perforación anterior	104
5.3.2.2. Metros de avance del mes de Agosto del 2020.....	106
5.3.2.3. Metros de avance del mes de Setiembre del 2020.....	107
5.3.2.6. Errores en la perforación	114
5.3.3. Voladura y factor de carga	115
5.3.3.1. Tonelaje roto.....	115
5.3.3.2. Factor de carga	115
5.3.3.3. Factor de carga lineal	116
5.3.3.4. Factor de potencia.....	116
5.3.3.5. Eficiencia de voladura.....	116
5.3.4. Rendimiento y performance operativa.....	117
5.3.5. Costos de perforación y voladura anterior.....	117
5.3.5.1. Costo de mano de obra	117
5.3.5.2. Costo de Implementos de Seguridad	119
5.3.5.3. Costos de Materiales y herramientas	120
5.3.5.4. Costos Equipos de contrata.....	122
5.3.5.5. Costos de explosivos.....	123
5.3.5.6. Estructura de precios unitarios (Línea Base).....	124
5.4. PROYECTO DE OPTIMIZACIÓN DE GALERÍA NV.4790.....	125
5.4.2. Rediseño de malla de perforación.....	126
5.4.3. Voladura propuesta y nuevo factor de carga.....	152
5.4.3.1. Tonelaje roto.....	152
5.4.3.2. Factor de carga	153
5.4.3.3. Factor de carga lineal	153
5.4.3.4. Factor de potencia.....	153
5.4.3.5. Eficiencia de voladura.....	154
5.4.3.6. Rendimiento y performance operativa.....	156

5.4.4.	Resultados de voladura optimizada	156
5.4.4.1.	Resultados de la primera etapa de pruebas	157
5.4.4.2.	Resultados de la segunda etapa de pruebas	158
5.4.5.	Costos unitarios optimizados	160

CAPITULO VI

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADO

6.1.	ANÁLISIS DE CONSTRUCCIÓN DE GALERÍA NV.4790	161
6.2.	ÍNDICES COMPARATIVOS DE LA ESTRUCTURA DE COSTOS.....	162
6.3.	ÍNDICES COMPARATIVOS DE RENDIMIENTO Y PERFORMANCE	163
6.4.	PROGRAMA DE AVANCES DESPUES DE LA OPTIMIZACIÓN.....	164
6.4.1.	PROGRAMA DE AVANCES DE ENERO A MARZO	164
6.5.	ANALISIS DE COSTOS TOTALES DE EJECUCIÓN.....	166
6.6.	ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN	167
6.6.1.	Fragmentación con malla de perforación y voladura inicial.....	167
6.6.2.	Fragmentación con nueva malla de perforación y voladura	168
6.7.	RESULTADOS FINALES.....	168
CONCLUSIONES.....		170
RECOMENDACIONES.....		171
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		172

ÍNDICES DE FIGURAS

Figura 1.1: Ubicación de la Unidad Minera Huarcaya	3
Figura 2.1: Perforadora neumática RNP 250.	14
Figura 2.2: Brocas de perforación de 38mm.	15
Figura 2.3: Formación de la cavidad de un frente.	17
Figura 2.4: Ubicación del arranque	17
Figura 2.5: Corte en pirámide o diamante	19
Figura 2.6: Corte en cuña o en “v”	20
Figura 2.7: Corte en cuña de arrastre	21
Figura 2.8: Corte en abanico	21
Figura 2.9: Ejemplos de corte quemado	23
Figura 2.10: Arranque con corte quemado. Sección de 7´x7´	23
Figura 2.11: Denominación de los taladros	26
Figura 2.12: Distribución de taladros	27
Figura 2.13: Esquema geométrico de arranque.	33
Figura 2.14: Irregularidad en diámetros de taladros de arranque.	36
Figura 2.15: Irregularidad en el paralelismo.	37
Figura 2.16: Espaciamiento irregular entre taladros.	37
Figura 2.17: Longitud irregular entre taladros.	38
Figura 2.18: Intersección de taladros.	38
Figura 2.19: Tiro soplado por ineficiente voladura.	39
Figura 2.20: Tiro cortado por ineficiente voladura.	40
Figura 3.1: Relieve característico de la Unidad Minera Huarcaya.	47
Figura 3.2: Fauna de la zona de Huarcaya.	49
Figura 3.3: Proustita (Mena de plata).	54
Figura 3.4: Isovalores de Au.	55
Figura 3.5: Isovalores de Ag.	56
Figura 3.6: Bloques de recurso mineral.	57
Figura 3.7: Corte y relleno ascendente convencional.	59
Figura 3.8: Corte y relleno ascendente semimecanizado en la Gal.4860.	61
Figura 3.9: Principales labores de la U.M. Huarcaya.	61
Figura 3.10: Tolva de madera (Vista superior)	63
Figura 3.11: Jackleg RN-250X	66
Figura 3.12: Diseño de malla de Perforación Galería Nv.2 (antigua).	67

Figura 3.13: Regado del frente para identificar rocas sueltas y tiros cortados.	69
Figura 3.14: Carguío de taladros para Galería Nv. 4806.	69
Figura 3.15: Explosivos usados para Galería Nv. 4806.	70
Figura 3.16: Explosivo Dinamita Semigelatina 65.	71
Figura 3.17: Explosivos: Emulnor 1000 y 3000.	72
Figura 3.18: Tablero eléctrico para ventilador de 20000 CFM.	72
Figura 3.19: Pala Neumática EIMCO 12B.	73
Figura 3.20: Limpieza de frente con pala Neumática EIMCO 12B.	74
Figura 3.21: Locomotora para carros mineros.	74
Figura 3.22: Esquema de carros minero U-35.	75
Figura 3.23: Instalación de cuadro cojo para galería Nv.4790	76
Figura 3.24: Sostenimiento con puntal con plantilla para tajo.	76
Figura 3.25: Galería Nv.4790 - Veta blanca.	78
Figura 3.26: Carguío de explosivos en la CH-675.	80
Figura 3.27: Botadero de desmonte de la U.M. Huarcaya.	80
Figura 5.1: Clasificación geomecánica de CIA Minera PGM SAC.	98
Figura 5.2: Tabla geomecánica de CIA Minera PGM SAC.	99
Figura 5.4: Sección de la galería Nv.4790 (2.20 x 2.20 m.)	102
Figura 5.5: Refugio peatonal (2.00 x 2.00 m.)	103
Figura 5.6: Malla de perforación de anterior antigua (2.20 x 2.20 m.)	105
Figura 5.7: Reporte de control de explosivos de los meses de agosto a setiembre del 2020.	108
Figura 5.8: Reporte de control de explosivos de los meses de setiembre y noviembre del 2020.	109
Figura 5.9: Control de avances (Programado / Ejecutado) agosto 2020.	110
Figura 5.10: Control de avances (Programado / Ejecutado) Setiembre 2020.	111
Figura 5.11: Control de avances (Programado / Ejecutado) noviembre 2020.	112
Figura 5.12: Control de avances (Programado / Ejecutado) de Diciembre del 2020.	113
Figura 5.13: Costo de mano de obra directa por tarea.	118
Figura 5.14: Costo de planilla administrativa.	118
Figura 5.15: Costo de implementos de seguridad del personal operativo en agua.	119

Figura 5.16: Costo de implementos de seguridad del personal operativo normal.	119
Figura 5.17: Costo de materiales y herramientas para perforistas y ayudantes. ...	120
Figura 5.18: Costo de materiales y herramientas para enmaderadores.	120
Figura 5.19: Costo de materiales y herramientas para tuberos-carrilanos. ...	121
Figura 5.20: Costo de materiales y herramientas para peones de limpieza. .	121
Figura 5.21: Costo de materiales y herramientas para motoristas y ayudantes.	122
Figura 5.22: Costo de equipos de contrata.	122
Figura 5.23: Costo de agentes y explosivos.	123
Figura 5.24: Estructura de precios unitarios de la Galería Nv.4790 (2.20x2.20m) – 6ft.	124
Figura 5.25: Estándar de malla de perforación – Roca tipo III – 8pies.	149
Figura 5.26: Estándar de malla de perforación – Roca tipo IV – 8pies.	150
Figura 5.27: Estándar de malla de perforación – Roca tipo II – 8pies.	151
Figura 5.29: Sección controlada por eficiente voladura.	159
Figura 5.30: Estructura de precios unitarios optimizados de la Galería Nv.4790 (2.20x2.20m)-8ft.	160
Figura 6.1: Control de avances en la galería Nv.4790 (Enero, febrero y marzo del 2021).	165
Figura 6.2: Fragmentación con el nuevo estándar de PyV.	168

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1: Accesibilidad a la Unidad Minera Huarcaya.	4
Tabla 1.2: Formulación del problema	6
Tabla 1.3: Variables e indicadores.	7
Tabla 2.1: Distanciamiento entre taladros según dureza.	28
Tabla 2.2: Coeficiente de roca según dureza.	28
Tabla 3.1: Equipos de perforación de U.M. Huarcaya	66
Tabla 3.2: Agentes de iniciación.....	70
Tabla 3.3: Agentes de voladura.....	70
Tabla 3.4: Explosivos.	71
Tabla 5.1: Características de la malla de perforación.	106
Tabla 5.2: Parámetros e indicadores con malla de perforación y voladura antigua.	117
Tabla 5.3: Constantes y valores de fijación (ENAEX)	137
Tabla 5.4: Constantes y valores de fijación (Holmberg)	137
Tabla 5.5: Parámetros geométricos de malla de perforación Gal Nv.4790 (Roca tipo III)	148
Tabla 5.6: Distribución de taladros y factor de carga en la Galería Nv.4790 (8pies) para roca tipo III.	154
Tabla 5.7: Distribución de taladros y factor de carga en la Galería Nv.4790 (8pies) para roca tipo IV.	155
Tabla 5.8: Distribución de taladros y factor de carga en la Galería Nv.4790 (8pies) para roca tipo II.	155
Tabla 5.9: Indicadores operacionales de la voladura.	156
Tabla 5.10: Consumo de explosivos por disparo para roca Tipo III.....	158
Tabla 5.11: Resultados de las pruebas de voladura en la segunda etapa.	158
Tabla 6.1: Comparación de índices de costos.....	162
Tabla 6.2: Comparación de indicadores de rendimiento.	163
Tabla 6.3: Comparación de costos totales en los avances de enero a marzo del 2021.	167

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 6.1: Comparación de estructura de costos antiguos y nuevos.....	163
Gráfico 6.2: Comparación de KPI´s.....	164
Gráfico 6.3: Comparación de costos de construcción de Galería con estándares y parámetros antiguos y nuevos de enero a marzo del 2021.....	166

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1. TÍTULO Y UBICACIÓN

1.1.1. Título de la tesis

“Análisis y optimización de costos unitarios de perforación y voladura en el diseño y construcción de Galería Nv.4790 Unidad Operativa Huarcaya - Compañía Minera PGM”

1.1.2. Ubicación

La Unidad Minera Huarcaya, se encuentra ubicado políticamente en el departamento de Arequipa, provincia de La Unión, distrito de Huaynacotas.

La unidad se encuentra ubicada en las siguientes coordenadas:

Coordenadas geográficas

Latitud : 14° 45' 16" S

Longitud : 72° 43' 44" W

Coordenadas UTM WGS84

Zona: 18-Sur

Norte : 8 367 607

Este : 744 485

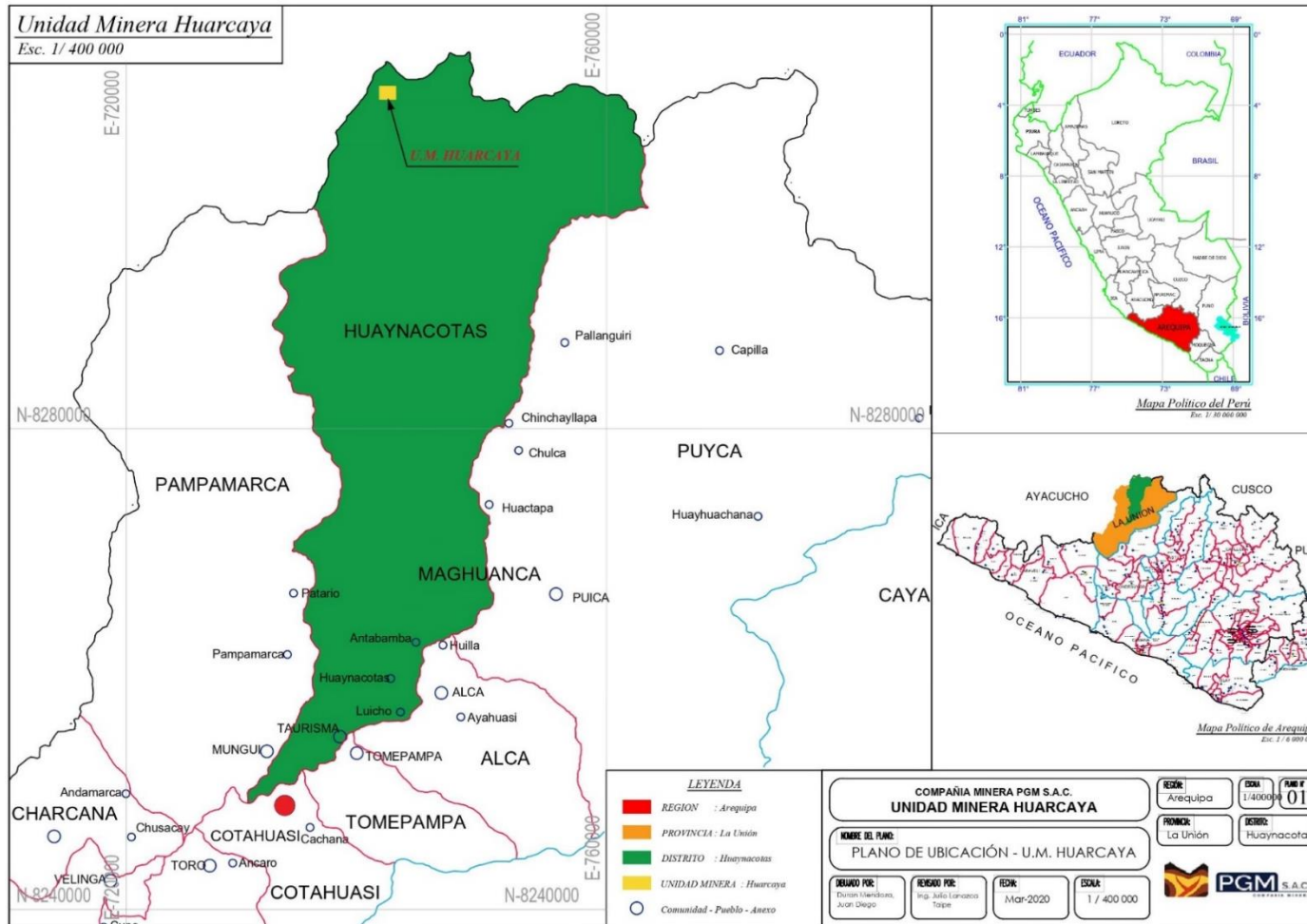


Figura 1.1: Ubicación de la Unidad Minera Huarcaya

Fuente: Elaboración propia.

1.1.3. Accesibilidad

La Unidad Minera Huarcaya es accesible por vía terrestre desde la ciudad de Arequipa por medio de la Carretera Panamericana Sur, se toma el desvío de la carretera AR-105 camino a la Unidad Minera Huarcaya, detallada a continuación en la Tabla 1.1:

Tabla 1.1: Accesibilidad a la Unidad Minera Huarcaya.

PARTIDA	DESTINO	TIEMPO APROX.
Terminal Terrestre Arequipa	Distrito de Alca - La Unión	10 horas
Distrito de Alca - La Unión	C.P. Chincayllapa	4 horas
C.P. Chincayllapa	Anexo Huarcaya	4 horas
TOTAL		18 horas

Fuente: Elaboración propia

1.2. JUSTIFICACIÓN

Ante la necesidad de la explotación eficiente de las reservas de un yacimiento minero, se requiere desarrollar la mina con una mira objetiva al desarrollo y profundización, mejorar el ritmo de producción y obtener mejores índices de rentabilidad haciendo énfasis en el análisis de los costos de las operaciones unitarias destacando las etapas de perforación y voladura.

El presente trabajo de investigación se realiza en la labor de desarrollo Galería Nv.4790, donde se viene realizando el ciclo de minado con

elevados costos unitarios, y adicionalmente a esto se suma el incumplimiento de las metas trazadas en el programa de avances y producción del mes. La optimización de los costos de perforación y voladura se logra al mejorar la eficiencia y productividad. Esto lógicamente implica a su vez el análisis minucioso de los parámetros que son usados actualmente en el diseño de las mallas de perforación, las características geológicas y geotécnicas del macizo rocoso, la forma adecuada del carguío de los taladros, y el eficiente trabajo del maestro y ayudante perforista. De esta manera, a nivel de la empresa, los índices de rentabilidad y utilidades mejorarán notablemente por la reducción de costos unitarios en la etapa de perforación y voladura.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1. Definición del problema

Actualmente, la Unidad Minera Huarcaya se encuentra ejecutando la galería Nv.4790, con un costo unitario (\$/m) muy elevado e innecesario que viene siendo, en mayor incidencia, resultado de un ineficiente proceso de perforación y voladura, característico desde años atrás. Los costos unitarios de una galería son indicadores de suma importancia, debido a que involucra al planeamiento estratégico con el cual se proyectan los objetivos, al menor costo operativo posible. Es fundamental que todas las actividades de la operación tiendan a optimizarse, para lograr mejores rendimientos operacionales (KPI's).

Para desarrollar la presente investigación, es necesario formular las siguientes interrogantes:

¿Cuáles son los costos unitarios de minado que optimizan al desarrollo de la galería, mejorando los rendimientos de perforación y voladura?

¿Cuáles son las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso determinantes para el diseño óptimo de las mallas de perforación y voladura en la Galería Nv.4790?

¿Cuál es el diseño óptimo de malla de perforación y carguío para reducir el costo de perforación en los frentes de la Galería Nv. 4790 de la U.M. Huarcaya?

1.3.2. Formulación del problema

Tabla 1.2: Formulación del problema

PROBLEMA	CAUSAS	EFECTOS
Diseño inadecuado de malla de perforación de la Galería Nv.4790.	Falta de estandarización de la malla de perforación según parámetros técnicos y económicos.	Tiros cortados, soplados y anillados.
Índices de rendimiento operativos bajos.	Deficiente control y supervisión de los parámetros de perforación y voladura.	Incumplimiento del programa de avances.
Elevado factor de carga explosiva.	Exceso de la cantidad de explosivo por taladro.	Sobrerotura y excedencia en la fragmentación de roca.

Fuente: Elaboración propia.

1.4. ALCANCE Y LIMITACIONES

1.4.1. Alcance

La presente investigación tiene alcance en el área de operaciones mina, para la estandarización del diseño y construcción de labores de desarrollo, como galerías, cruceros o cortadas.

1.4.2. Limitaciones

La investigación se ve limitada, por falta de una información histórica en la empresa, de labores similares.

1.5. VARIABLES E INDICADORES

Tabla 1.3: Variables e indicadores.

1.5.1. INDEPENDIENTES	1.5.2. DEPENDIENTES	1.5.3. INDICADORES
-Características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso	-Diseño y construcción de la malla de perforación	-Índices de rendimiento operativo.
-Labores de desarrollo de mina	-Factor de carga	-Costos unitarios -Optimización

Fuente: Elaboración propia

1.6. OBJETIVOS

1.6.1. Objetivo general

Analizar y optimizar los costos de perforación y voladura, mejorando el rendimiento operativo, mediante la estandarización del diseño y construcción de la Galería Nv.4790 de la U.M. Huarcaya.

1.6.2. Objetivos específicos

- Realizar la investigación de las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso.
- Analizar y evaluar las condiciones del trabajo de las etapas de perforación y voladura de la Galería Nv.4790 de la U.M. Huarcaya.
- Diseñar y estandarizar una malla de perforación, de acuerdo a las características del macizo rocoso de la Galería Nv.4790.
- Determinar el factor de carga óptimo considerando la cantidad y el tipo de explosivo, para el control de la estabilidad y así evitar la sobrerotura.
- Optimizar los costos unitarios de perforación y voladura para el aumento de la rentabilidad de la Galería Nv.4790.

1.7. HIPÓTESIS

“Que, diseñando y estandarizando la malla de perforación y voladura, se podrá optimizar los costos unitarios, evitando la sobrerotura de la Galería Nv.4790 de la U.M. Huarcaya.”

1.8. METODOLOGÍA INVESTIGACIÓN

1.8.1. Enfoque

1.8.1.1. Cuantitativo

La presente investigación está en base a las mediciones de parámetros, tiempos, cálculos de rendimiento, eficiencia y productividad en la etapa de perforación y voladura, para

posteriormente calcular, analizar y optimizar los costos unitarios por metro lineal de avance de la Galería Nv.4790.

1.8.1.2. Cualitativo

Como resultado experimental de los nuevos estándares planteados en la investigación se evaluarán adicionalmente estos de acuerdo a la sobre rotura, granulometría de la roca volada y perfilamiento de la sección.

1.8.2. Alcance

1.8.2.1. Explicativo o de causalidad

La presente investigación tiene un alcance explicativo o de causalidad ya que trata de encontrar las causas que generan un bajo rendimiento en la perforación y voladura y los factores que incrementan el costo unitario en el avance de la Galería Nv.4790.

1.8.2.2. Aplicativo

La investigación se centra en la optimización de costos de perforación y voladura para generar mayores ganancias a la Compañía Minera PGM SAC.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Jimmy Chambi (2019), en su tesis titulada “Análisis y optimización de las operaciones de perforación y voladura para el desarrollo de estándares técnicos e incremento de utilidades en mina Tambomayo”, señala que, tiene como objetivo, analizar y optimizar la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Tambomayo. La investigación logró mejorar el diseño de la malla de perforación, optimizando los costos unitarios de 153.26 \$/m a uno nuevo de 135.47 \$/m generando una ganancia de 17.79 \$/m. La optimización es real con el replanteo en el

diseño de la malla de perforación, estandarizando la carga del explosivo en los taladros y el secuenciamiento de salida. Asimismo, de acuerdo a los costos unitarios dados anteriormente se observó que un 38% se invierte en explosivos en un frente de voladura, un 15% en mano de obra y 47% en equipos y accesorios en la U.M. Tambomayo.

Diego Pari (2016), en su tesis titulada “Optimización de costos unitarios en la explotación de la Veta La Raja - Minera El Solitario SAC Vitor – Arequipa” señala que, tiene como objetivo explicar la optimización de los costos unitarios del avance de labores de desarrollo del método de corte y relleno ascendente de la veta La Raja, en la Unidad Minera El Solitario, seleccionando la tecnología adecuada en función de las características geológicas, geométricas y geomecánicas, de tal manera que garantice una producción constante y de buena calidad. La investigación concluyó que con el rediseño de la malla de perforación y la distribución de la carga explosiva en la ejecución de la Galería 2230 se redujeron los costos de la voladura, disminuyendo el número de cartuchos de dinamita de 197 a 180 por disparo y por consecuencia el costo de perforación y voladura se redujo de 231.41 \$/m a 218.99 \$/m obteniendo un ahorro total de \$ 47 941.20 durante el proyecto de 3860 metros lineales en las labores de desarrollo.

Edgard Umaña (2014), en su tesis titulada “Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura minera Yanaquihua S.A.C. E.E. ADGEMINCO S.A.C.”, señala que, tiene como objetivo la reducción de los costos operativos de perforación y voladura en la Minera Yanaquihua SAC. La investigación demostró que a través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura se logró la reducción del costo unitario total de mina en 1.51 \$/TM es decir una reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativo de mina de 108720 \$ al año. Asimismo, la eliminación de la voladura secundaria y el incremento

en la vida de los aceros de perforación optimizan los costos unitarios en un monto de 1 488 000 \$ al año.

Marco Calderon (2015), en su tesis titulada “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de media escala (Unidad Minera Macdesa)” tiene como objetivo optimizar las prácticas de perforación y voladura en los avances y la producción en la mina modelo de mediana escala y como resultado respecto a la perforación se incidió en el uso de guidores para control el paralelismo de los taladros y en cuanto a la voladura se controló las secciones con el marcado de las mallas de perforación reduciendo con estas medidas la cantidad de tiros soplados, cortados y anillados.

Nestor Quispe (2019), en su tesis titulada “Diseño de mallas de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en la unidad minera Chahuane” tiene como objetivo diseñar mallas de perforación y voladura para evaluar la incidencia en los costos unitarios en la unidad minera Chahuane. Con la implementación de una malla de perforación y voladura se obtuvo un costo unitario optimizado de 11.00 \$/TM, menor al costo antes del trabajo que era de 14.87 \$/TM, y en cuanto al costo por avance se redujo en 59.03 \$/ml y de acuerdo a esta investigación se optimizó en 0.75 \$/disparo.

Eber Sahuinco (2019), en su tesis titulada “Diseño de perforación y voladura en minería convencional para minimizar los costos en el frente de labores de desarrollo. Compañía Minera Yanaquihua S.A.C.” tiene como objetivo optimizar las operaciones de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla de perforación para reducir los costos de minado en el frente del Crucero 802 en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. Los resultados obtenidos fueron una disminución de 4 taladros respecto a la malla de perforación antigua y un avance lineal optimizado de 1.37m/disp.

(0.23 m/disp. más que con la malla anterior), el factor de carga disminuyó en 1.01 kg/m³ alcanzando un nuevo valor de 2.64 kg/m³. Esta investigación concluyó que gracias a la implementación de la nueva malla de perforación y voladura se logró optimizar las operaciones de minado del Crucero 802 y se pudo reducir el costo unitario de perforación y voladura de 211.22 \$/m a 167.87 \$/m.

Neyver Vela (2020), en su tesis titulada “Proyecto de profundización de la mina Coturcan para el incremento de reservas mediante la Rampa 0388 Compañía Minera Lincuna – U.E.A. Huancapetí” tiene como objetivo desarrollar la profundización de la mina Coturcan mediante el diseño y desarrollo de la Rampa 0388 para incrementar las reservas de mineral y tajos de producción. La investigación demostró la rentabilidad del proyecto de profundización con una inversión de \$ 1 111 941.95 y mediante un estudio técnico y económico se determinó un VAN de \$ 2 996 213.99, con un TIR de 111% y un periodo de recuperación de 1.34 años a una tasa anual de descuento de 15%.

2.2. MARCO CONCEPTUAL - BASES TEÓRICAS

2.2.1. Perforación

La primera operación en el ciclo de minado es la perforación y a su vez en preparación de una voladura. La finalidad o propósito de la perforación es la fragmentación de la roca mediante huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros.

La perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, en los que los efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área que es equivalente al

diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia de la etapa de perforación trata de lograr la máxima longitud comparada con el barreno usado para perforar.

En perforación tienen es de suma importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la velocidad de penetración) y la abrasividad. (EXSA, 2001, p.177).

La perforación convencional en minería subterránea usa máquinas neumáticas manuales y hoy en día una de las más comerciales dentro de este grupo es la perforadora RNP 250 que se muestra en la Figura 2.1.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 2.1: Perforadora neumática RNP 250.

La perforación se efectúa por los métodos siguientes:

- Percusión, determinado por el efecto de golpe y corte. Por ejemplo, el proporcionado por los martillos neumáticos pequeños y rompe pavimentos utilizados en construcción.
- Percusión y rotación, con efecto de golpe, corte y giro, como el producido por las perforadoras neumáticas comunes, track drills, jumbos hidráulicos utilizados generalmente en minería.
- Rotación con efecto de corte por fricción y rayado con material muy duro (desgaste de la roca, sin golpe), como el producido por las perforadoras diamantinas para exploración. (EXSA, 2001, p.73).

Conjuntamente con las perforadoras, barrenos, accesorios y otras herramientas de perforación se debe darle suma importancia a las brocas de perforación quienes están en contacto directo con la roca (Figura 2.2). Hay distintos tipos de brocas, de diferente marca, tamaño y calidad ya sea para roca dura, intermedia o suave.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 2.2: Brocas de perforación de 38mm.

2.2.2. Arranque

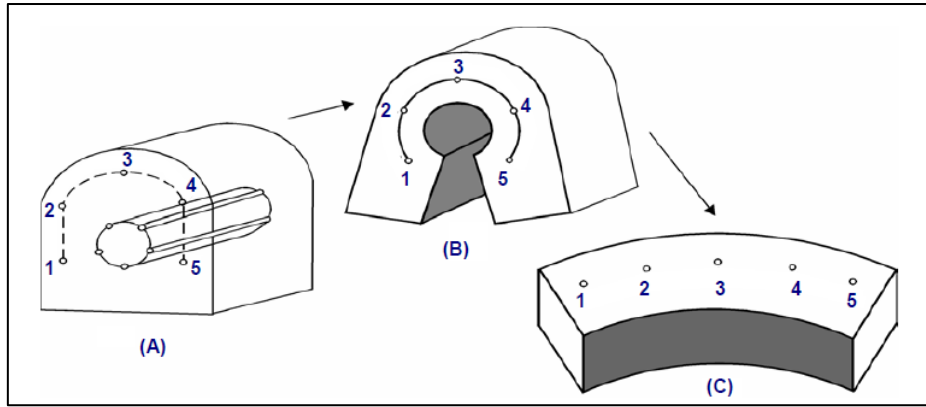
El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial (Figura 2.3), denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad.

Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado.

Según las dimensiones de la sección de labor y el diámetro de los taladros, la sección de arranque puede ser de 1 a 2 m², normalmente adecuada para facilitar la salida de los taladros del núcleo hacia ella, pero con taladros de diámetros mayores el área necesaria puede llegar a 4 m². La profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación del arranque (Figura 2.4) influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo.

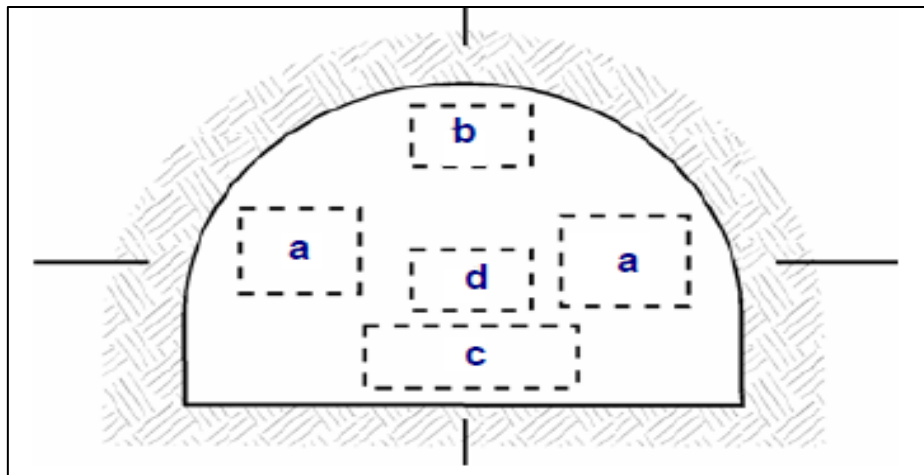
Los métodos de corte son las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden dos grupos:

- Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal
- Cortes con taladros en paralelo (EXSA, 2001, p.177).



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.3: Formación de la cavidad de un frente.



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.4: Ubicación del arranque

2.2.2.1. Cortes en diagonal

La efectividad de los cortes en diagonal trata en que se preparan en forma angular con respecto al tope o frente de la labor, lo que permite que la roca se rompa y despegue en forma de “descostre sucesivo” hasta el fondo del disparo. Cuanto más profundo debe ser el avance, más taladros diagonales deben ser perforados en forma escalonada, uno tras otro conforme lo permita el ancho del túnel.

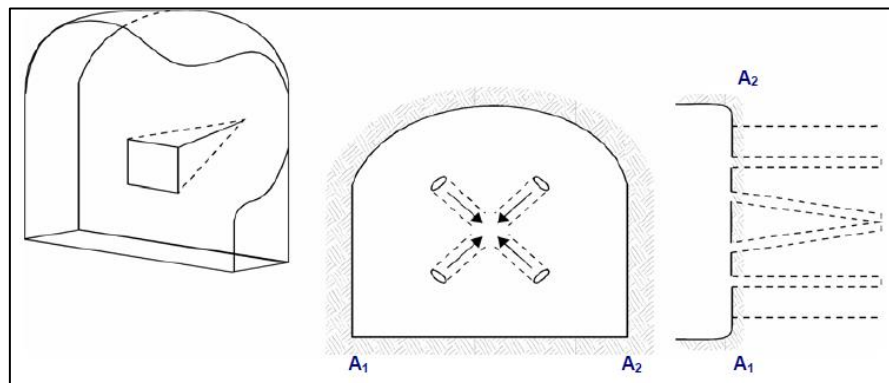
Estos cortes se recomiendan sobre todo para roca muy tenaz o plástica por el empuje que proporcionan “desde atrás”. También para las que tienen planos de rotura definidos, ya que dan mayor alternativa que el corte paralelo para atacarlas con diferentes ángulos. En su mayoría se efectúan con perforadoras manuales y su avance por lo general es menor en profundidad que con los cortes en paralelo (45 y 50% del ancho de la labor), pero tienen a su favor la ventaja de que no se “congelan” o “sinterizan” por exceso de carga o inadecuada distancia entre taladros, como ocurre frecuentemente con los cortes paralelos. Es indispensable que la longitud y dirección de los taladros sean proyectadas de tal forma que el corte se ubique simétricamente a una línea imaginaria y que no se perfore excesivamente. Se disponen por parejas, debiendo tender casi a juntarse en la parte más profunda para permitir un efecto combinado de las cargas, esto especialmente en rocas difíciles de romper (duras, estratificadas, etc.). Son más incómodos para perforar porque el operador tiene que ver imaginariamente cómo están quedando ubicados y orientados los taladros, para evitar que se intercepten. Respecto a la carga explosiva, los taladros de arranque, es decir los más cercanos a la cara libre, no requieren una elevada densidad. Ésta puede disponerse más bien en los más profundos para tratar de conseguir alguna rotura adicional que compense la natural limitación del avance debido a la propia perforación. Estos cortes son mayormente aplicados en túneles y galerías de corta sección con taladros de pequeño diámetro. Los consumos promedio varían en cifras tan extremas como 0,4 a 1,8 kg/m³.

Además de túneles, los cortes angulares especialmente en cuña y abanico permiten abrir la rotura inicial en frentes planos sin cara libre, como es el caso de apertura de zanjas, pozos, etc. (EXSA, 2001, p.178).

A. Corte en pirámide o diamante (Center cut)

Como se muestra en la Figura 2.5, comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar, de modo que su disparo instantáneo creará una cavidad piramidal.

Este método requiere de una alta concentración de carga en el fondo de los taladros (ápex de la pirámide). Se le prefiere para piques y chimeneas. Según la dimensión del frente puede tener una o dos pirámides superpuestas. Con este corte se pueden lograr avances de 80% del ancho de la galería; su inconveniente es la gran proyección de escombros a considerable distancia del frente. (EXSA, 2001, p.178).



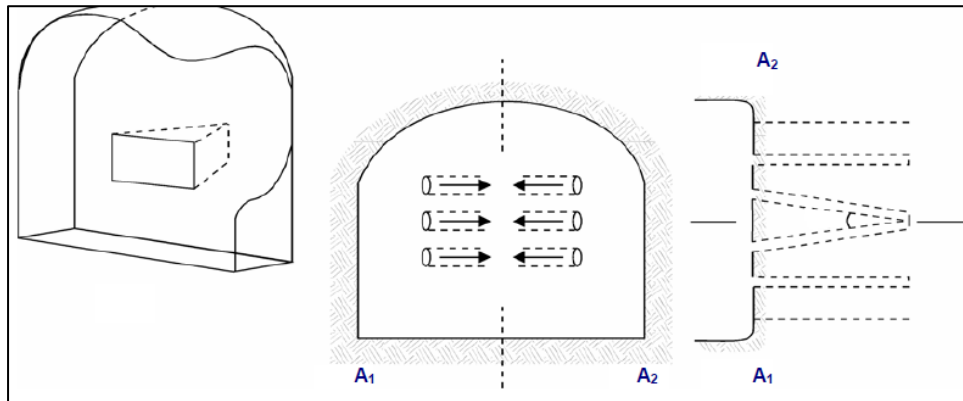
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.5: Corte en pirámide o diamante

B. Corte en cuña o en “v” (Wedge cut)

Comprende a cuatro, seis o más taladros convergentes (Figura 2.6) por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto) de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña o “trozo de pastel”. Es de ejecución más fácil, aunque de corto avance

especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación. La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60 a 70°. (EXSA, 2001, p.178).



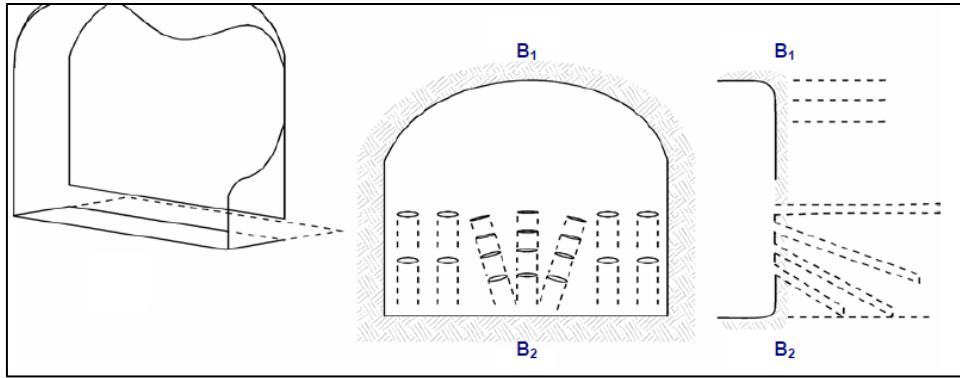
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.6: Corte en cuña o en "v"

Antiguamente era la cuña mas comúnmente utilizada en trabajos subterráneos, esta difiere de la cuña quemada en que se perforan menos taladros y se logra un avance menor por voladura con cuña en "v". (Calvin J. Konya, 2000)

C. Corte en cuña de arrastre (Drag o Draw cut)

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome como se muestra en la Figura 2.7. Se emplea poco en túneles, más en minas de carbono en mantos de roca suave. (EXSA, 2001, p.179).

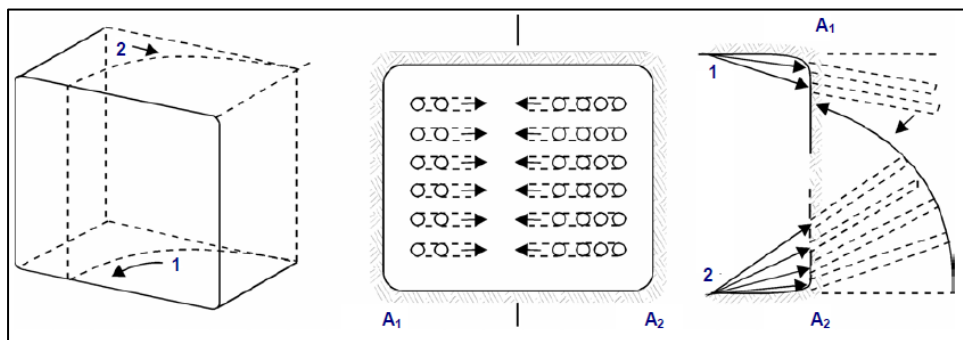


Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.7: Corte en cuña de arrastre

D. Corte en abanico (Fan cut)

Es similar al de arrastre, pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel (Figura 2.8), disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergentes en el fondo). También se le denomina “corte de destroce” porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel. (EXSA, 2001, p.179).



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.8: Corte en abanico

E. Corte combinado de cuña y abanico

Usualmente recomendado para roca tenaz y dura, hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar. (EXSA, 2001, p.179).

2.2.2.2. Cortes en paralelo

Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- Corte escalonado por tajadas horizontales.

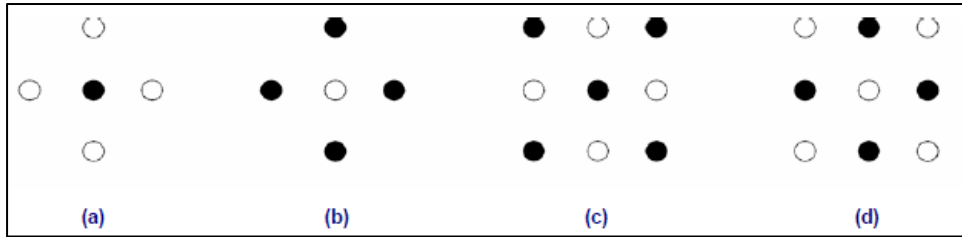
Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones. (EXSA, 2001, p.180).

A. Corte quemado

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática como se muestra en la Figura 2.9, donde la mitad va con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes, usualmente triángulos y rombos. Esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol. (EXSA, 2001, p.180).



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.9: Ejemplos de corte quemado

La cantidad de taladros de alivio en una malla de perforación depende de la sección de la labor, por ejemplo, para una sección de 2.20 x 2.20 se utilizaba un arranque con corte quemado de 9 taladros paralelos como se muestra a continuación en la Figura 2.10.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 2.10: Arranque con corte quemado. Sección de 7'x7'

B. Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado. En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: $B = 0,7 \times \text{diámetro del taladro central}$ (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: $B = 0,7 \times 2 \text{ diámetro central}$. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros. (EXSA, 2001, p.182).

2.2.3. Clasificación de taladros según su distribución

La clasificación más conocida de los taladros es según su ubicación en la malla de perforación (Figura 2.11), y se los divide de la siguiente manera:

2.2.3.1. Arranque o cueles

Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto. (EXSA, 2001, p.186).

2.2.3.2. Ayudas

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término. (EXSA, 2001, p.186).

2.2.3.3. Cuadradores

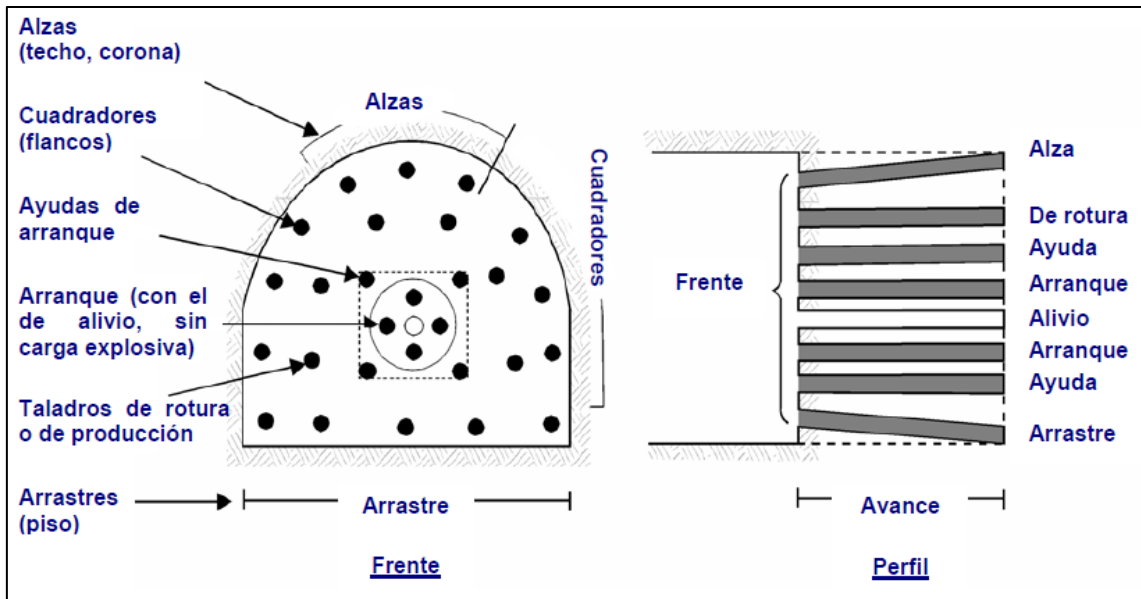
Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel. (EXSA, 2001, p.186).

2.2.3.4. Alzas, techo o corona

Se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o Smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”. (EXSA, 2001, p.186).

2.2.3.5. Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda. (EXSA, 2001, p.186).



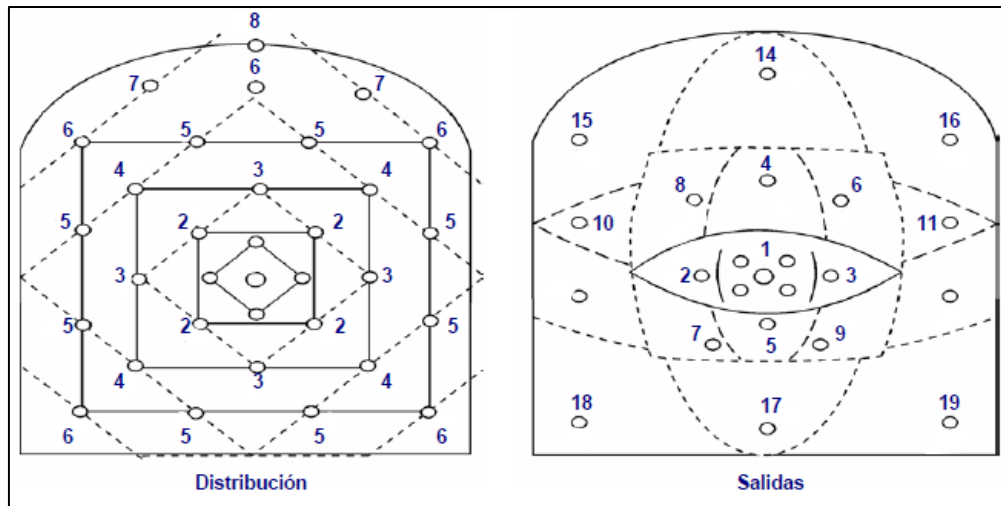
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.11: Denominación de los taladros

2.2.4. Diseño de malla de perforación

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo. En la figura 2.12 se muestra un ejemplo de la distribución y salidas de una malla de perforación usual.

Como guía inicial para preparar un diseño básico de voladura en túnel mostramos el ya conocido método de cuadrados y rombos inscritos, con arranque por corte quemado en rombo, y con distribución de los taladros y su orden de salida. (EXSA, 2001, p.186).



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

Figura 2.12: Distribución de taladros

2.2.4.1. Número de taladros

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear.

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica: (EXSA, 2001, p.186).

Según Manual de EXSA:

$$N^{\circ} \text{ tal} = 10 \times \sqrt{(A \times H)}$$

Donde:

A: Ancho de sección

H : Altura de sección

O en forma más precisa con la relación

Según Manual de EXSA:

$$N^{\circ} t = (P/dt) + (c \times S)$$

Donde:

P : circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m,
que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{(A \times 4)}$$

dt : distancia entre los taladros de la circunferencia o
periféricos que usualmente es de:

Tabla 2.1: Distanciamiento entre taladros según dureza.

DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)
Tenaz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Friable	0.70 a 0.75

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Tabla 2.2: Coeficiente de roca según dureza.

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

c : Coeficiente o factor de roca

S : Dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre)

2.2.4.2. Distancia entre taladros

Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobrerotura.

Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (EXSA, 2001, p.187).

2.2.4.3. Longitud de taladros

Será determinada en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 m de profundidad, mientras que con corte en "V" sólo se llega de 1 a 2 m de túneles de pequeña sección.

Para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación:(EXSA, 2001, p.187).

Según manual práctico de EXSA:

$$L = 0,5 \times \sqrt{(S)}$$

Donde:

S : Es la dimensión de la sección del túnel en m²

2.2.4.4. Cantidad de carga

La cantidad de carga se coloca de acuerdo a la tenacidad y dureza de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear. Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kilogramo de explosivos por metro cúbico de roca. En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m³.

Según la Tabla 2.3, se pueden considerar los siguientes factores de carga según el tipo de roca.

Tabla 2.3: Factores de carga generales según tipo de roca.

TIPO DE ROCA	FACTOR (kg/m ³)
Muy difíciles	1.5 a 1.8
Difíciles	1.3 a 1.5
Fáciles	1.1 a 1.3
Muy Fáciles	1.0 a 1.2

Fuente: Manuel práctico de voladura EXSA.

- Rocas muy difíciles: granito, conglomerado, arenisca.
- Rocas difíciles: arenisca sacaroide, arena esquistosa.
- Rocas fáciles: esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita.
- Rocas muy fáciles: arcilla esquistosa o rocas muy suaves.

Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6 kg/m³. (EXSA, 2001, p.187).

2.2.4.5. Distribución de carga

A. Movimiento de roca

Según manual práctico de EXSA:

$$\text{Volumen (V)} = \text{S} \times \text{L}$$

Donde:

V : volumen de roca.

S : dimensión de la sección, en m².

L : longitud de taladros, en m.

Según manual práctico de EXSA:

$$\text{Tonelaje (t)} = (\text{V}) \times \rho$$

Donde:

ρ : densidad de roca, usualmente de 1,5 a 2,5 (ver tablas).

B. Cantidad de carga

Según manual práctico de EXSA:

$$(Qt) = V \times \text{kg/m}^3$$

Donde:

V : volumen estimado, en m³.

kg/m³ : carga por m³ (cuadro posterior)

C. Carga promedio por taladro

Según manual práctico de EXSA:

$$Qt/N^{\circ}\text{tal.}$$

Donde:

- Qt : carga total de explosivo, en kg.
- N^otal. : número de taladros.

En la práctica, para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome). (EXSA, 2001, p.188).

2.2.4.6. Características de los taladros de destroce

- Carga de fondo = L/3, donde L = longitud del taladro (para las alzas: L/6).
- Burden (B) no mayor de $(L - 0,40)/2$.

- Espaciamiento (E) = 1,1 x B hasta 1,2 x B (en los cuadradores).
- Concentración de carga de fondo (CF) para:

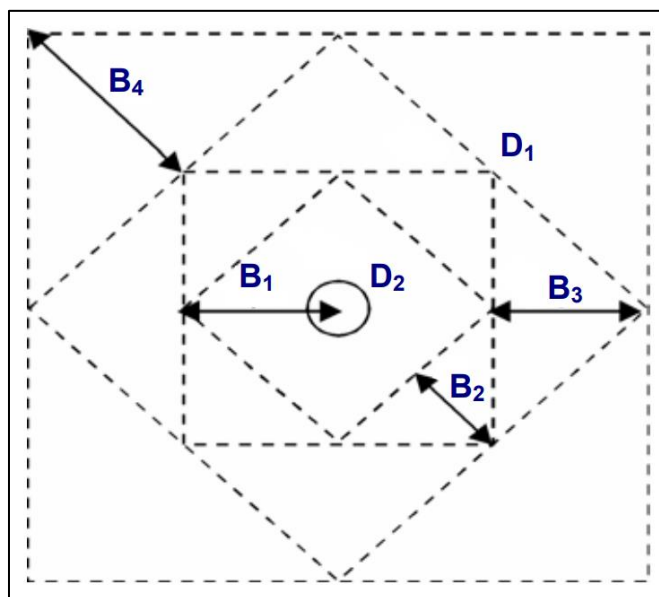
Tabla 2.4: Carga específica según diámetro de taladro.

DIAMETRO DE TALADRO (mm)	CARGA ESPECÍFICA (Kg/m ³)
30	1.1
40	1.3
50	1.5

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

- Concentración de carga de columna (CC) = 0,5 x CF, en kg/m³
- Longitud del taco (T) = 0,5 x B, (en arrastres 0,2 x B).

El esquema geométrico general de un corte de cuatro secciones con taladros paralelos se indica en la Figura 2.13.



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.13: Esquema geométrico de arranque.

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de $1,7 \times D_2$ (D_2 es el diámetro del taladro de alivio y D_1 el de producción) para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica:

En la Tabla 2.5 se indica la regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance: (EXSA, 2001, p.188).

Tabla 2.5: Formulas para el cálculo del Burden por secciones.

SECCION DEL CORTE	VALOR DEL BURDEN	LADO DE LA SECCIÓN
Primera	$B1 = 1,5 \times D2$	$B1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B2 = B1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B3 = 1,5 \times B2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B4 = 1,5 \times B3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B4 \times \sqrt{2}$

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

2.2.4.7. Profundidad de los taladros

En el corte de cuatro secciones, la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión según el manual práctico de EXSA:

$$L = 0,15 + (34,1 \times \varnothing_2) - (39,4 \times (\varnothing_2)^2)$$

Donde:

L : longitud de taladro, en m.

\varnothing_2 : diámetro del taladro de alivio, en mm.

Cuando se utilizan varios taladros vacíos, la ecuación sigue siendo válida y según el manual práctico de EXSA:

$$\varnothing_2 = \varnothing_1 \sqrt{(N^\circ \text{ tal.})}$$

Donde:

\varnothing_2 : diámetro de los taladros vacíos, en m.

N° tal. : número de taladros.

\varnothing_1 : diámetro de taladros de producción, en m.

La concentración lineal de carga para los taladros del arranque se calcula a partir de la siguiente expresión según el manual práctico de EXSA:

$$q_1 = 55 \times \varnothing_1 (B/\varnothing_2)^{1,5} \times (B - \varnothing_2/2)(c/0,4)(1/PRP_{ANFO})$$

Donde:

q_1 : concentración lineal de carga, en kg/m.

\varnothing_1 : diámetro de producción, en m.

\varnothing_2 : diámetro del taladro de alivio, en m.

B : dimensión del burden, en m.

C : constante de la roca.

PRP_{ANFO} : potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos, entre otros y la podríamos obtener de la siguiente fórmula según el manual práctico de EXSA:

$$PRP_{ANFO} = ((d - V_d^2) / (d_{ANFO} \times V_{ANFO}^2))^{1/3}$$

Donde:

d = densidad de explosivo (g/cm^3)

V_d = velocidad de detonación del explosivo (m/s)

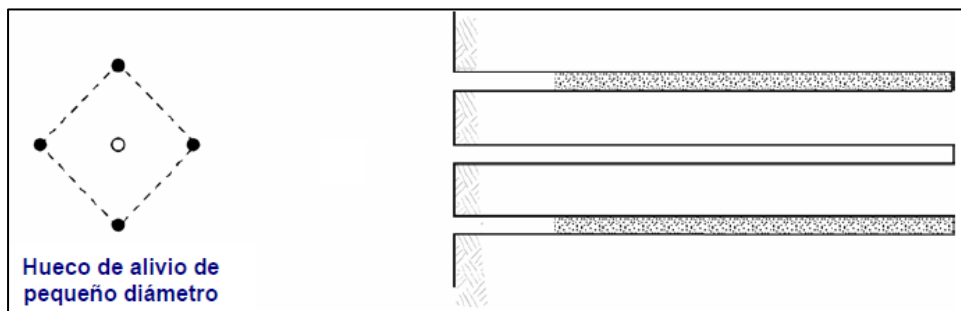
d_{ANFO} = densidad del ANFO (g/cm^3)

V_{ANFO} = velocidad de detonación del ANFO (m/s)

2.2.5. Errores y defectos en la perforación

A. En arranques

En la Figura 2.14 se muestra un caso con insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.

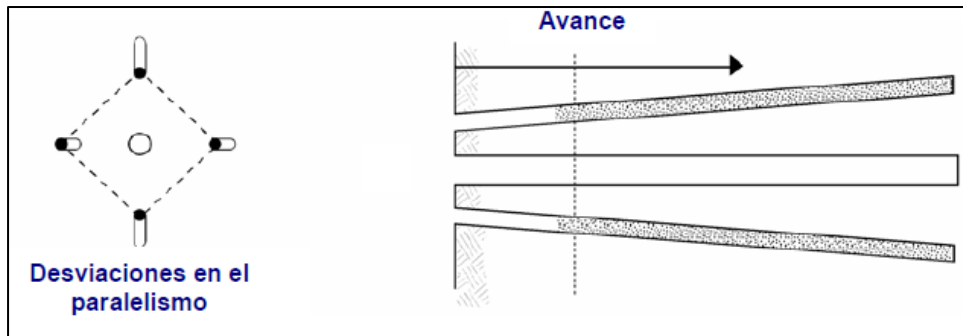


Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.14: Irregularidad en diámetros de taladros de arranque.

B. Desviaciones de paralelismo

En el caso mostrado en la Figura 2.15 el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

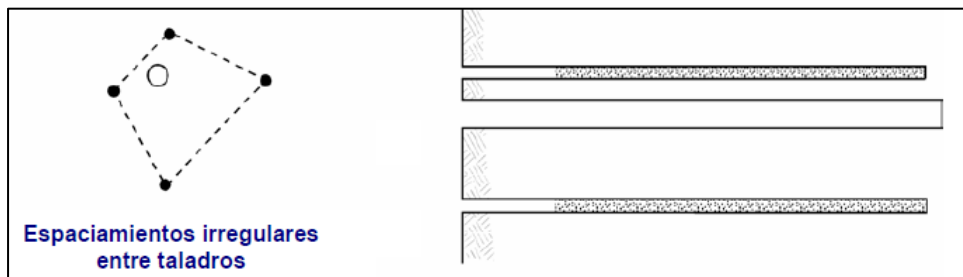


Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.15: Irregularidad en el paralelismo.

C. Espaciamiento irregular entre taladros

En la Figura 2.16 se muestra que a causa de los espaciamientos irregulares entre taladros se provoca fragmentación gruesa o el soplo del explosivo.

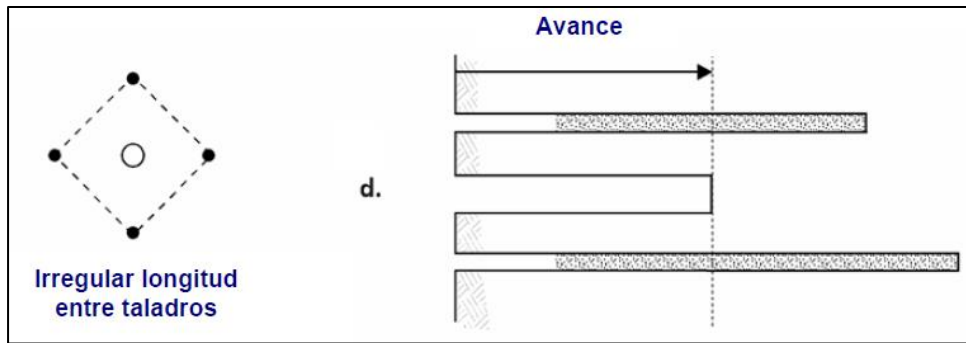


Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.16: Espaciamiento irregular entre taladros.

D. Longitud irregular de taladros

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto como se muestra en la Figura 2.17) y también determina una nueva cara muy irregular.

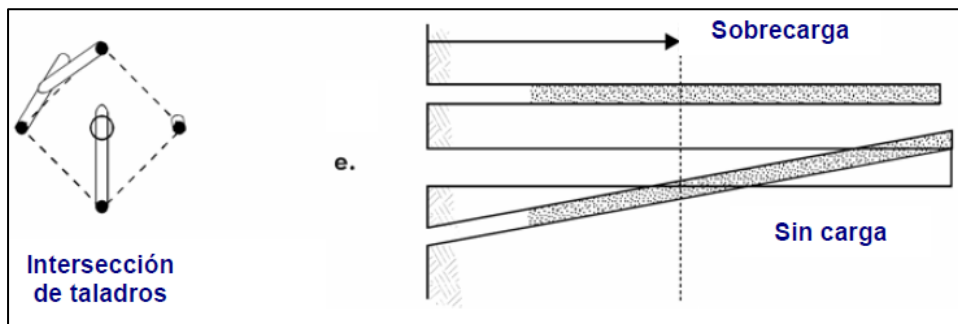


Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.17: Longitud irregular entre taladros.

E. Intercepción de taladros

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper (Figura 2.18).



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA

Figura 2.18: Intersección de taladros.

2.2.6. Voladura ineficiente

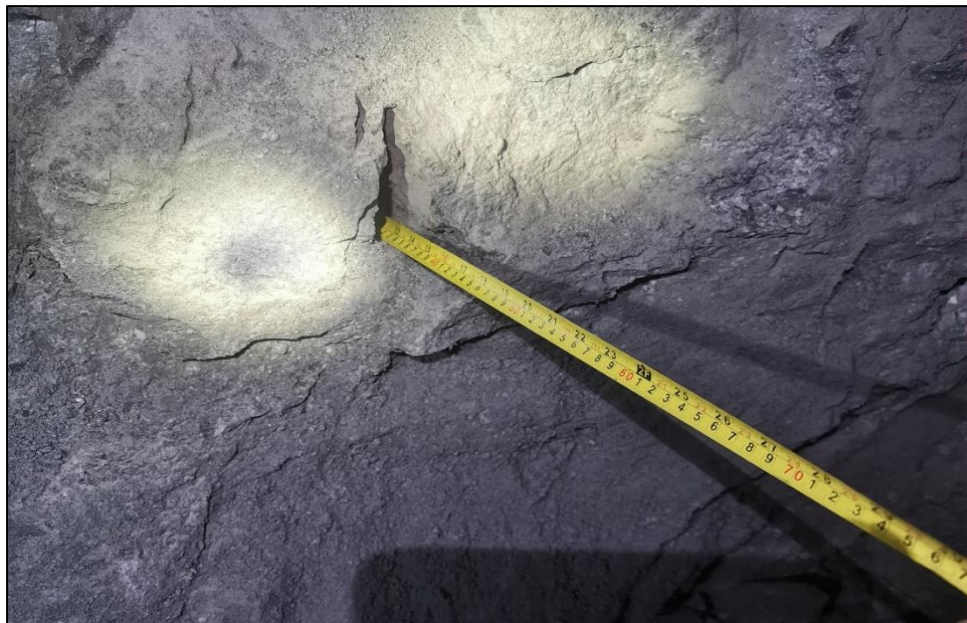
2.2.6.1. Tiro soplado

Se les denomina tiros soplados a aquellos taladros que, en el momento de la voladura, detonan sin fuerza y por consecuencia de ello no generan rotura ni empuje del material. En este caso, la columna explosiva es expulsado del taladro.

Al soplarse un tiro, el avance requerido no se logra en su totalidad dejando tacos que evidencian el ineficiente proceso de perforación y voladura, tal como se muestra en la Figura 2.19.

Sus causas principales son:

- Ineficiente dosificación del carguío
- Mala selección del explosivo para el tipo de roca
- Atacado deficiente del explosivo
- Falta de potencia del iniciador
- Falta de taco inerte
- Explosivo húmedo
- Falta de paralelismo entre taladros



Fuente: Elaboración propia

Figura 2.19: Tiro soplado por ineficiente voladura.

2.2.6.2. Tiro cortado

Se les llama tiros cortados a aquellos taladros que no detonan por fallas en los accesorios de voladura como son: iniciadores, fulminantes y guía (Figura 2.20)

En algunos casos la guía ha llegado a consumirse e inclusive el fulminante llega a detonar.

Se debe tener mucho cuidado, pues quedan testigos con el explosivo cargado que debe eliminarse para continuar el trabajo.

Las causas principales:

- Falla del iniciador con fulminantes
- Falla de fábrica en iniciadores
- Falla en el ensamblado de las armadas
- Falla de iniciadores por humedad
- Falla del conector de mecha rápida
- Discontinuidad del alma de pólvora o pentrita



Fuente: Elaboración propia

Figura 2.20: Tiro cortado por ineficiente voladura.

2.2.6.3. Tiros prematuros, retardados

Se conoce como tiros prematuros a aquellos taladros que detonan mucho antes de lo indicado por la longitud de la guía. Se pueden producir al arder la dinamita por las chispas que salen de una guía deteriorada o por la explosión del cebo al rozar el fulminante mal colocado contra las paredes el taladro.

Tiros retardados, son aquellos en que la detonación del taladro ocurre mucho después de lo indicado por la longitud de la guía. Se producen por quemarse la dinamita y los gases de la combustión se acumulan dentro del taladro, por el taco de arcilla que no los deja escapar.

También puede ser que el fulminante llegue a estallar al último, cuando el calor de la combustión de la dinamita lo alcanza.

2.2.7. Costos directos e indirectos

2.2.7.1. Costos directos

Gastos que están contemplados plenamente en el proceso operacional y productivo, por ejemplo, la mano de obra directa que son el personal operativo encargado de la perforación, voladura, limpieza de labores. Es decir, en el caso no hubiera producción no debería existir gastos en este rubro. Los gastos que se encuentran dentro de esta sección son los explosivos (dinamitas, emulsiones, accesorios de voladura, etc), mano de obra directa. (Umaña E., 2014, p.6).

2.2.7.2. Costos indirectos

Son los costos que son independientes de la producción, y que siempre se van a realizar, por ser en algunos caso necesarios e importantes para llevar de forma adecuada la operación.

Por ejemplo, la empresa minera tiene gastos para pagar a una planilla administrativa que no se encuentra dentro de la mano de obra directa, con esto nos referimos a los sueldos de los administradores, contadores, gerentes, supervisores, etc. (Umaña E., 2014, p.6).

2.2.8. Costos fijos y variables

2.2.8.1. Costos fijos

Gastos en mano de obra y materiales que no están estrechamente ligados a la producción o sea que se produzcan o no los bienes o servicios, estos gastos siempre se realizan: si se habla del sueldo de administrador, de la secretaria, de la gerencia etc. éstos no están relacionados directamente con la producción. (Umaña E., 2014, p.7).

2.2.8.2. Costos variables

Gastos que varían proporcionalmente con la producción, llegándose a determinar que desaparecen sino existe producción, por ejemplo, mano de obra en producción, materiales consumibles (explosivos, carburo), energía, combustibles, sueldo y salarios de personal eventual. (Umaña E., 2014, p.7).

2.2.9. Costo unitario

El costo unitario es el que integra los costos de: materiales, equipo de trabajo, mano obra, gastos administrativos y de operación, utilidad, financiamiento, cargos extras, etc, involucrados en la ejecución de una labor minera. Producción equivalente. Dado que los elementos de los costos se incorporan en distintos tiempos y cantidades, se presenta la dificultad para el cálculo del costo unitario; esta dificultad se allana haciendo operativo el concepto “producción equivalente”.

La producción equivalente se asume como la cantidad del producto que se terminarían si todos los costos o factores de producción durante el período se aplicaran exclusivamente a la terminación de la producción. De esta forma, la medición del trabajo en cada proceso o etapa se hace en el supuesto de la producción concluida, utilizando el concepto de producción equivalente. Dicho en otros términos: la medición del trabajo realizado en una etapa es en base a producción totalmente finalizado. Estos cálculos se efectúan en función al grado de avance del producto en proceso, fundamentados básicamente en consideraciones técnicas, por lo que es conveniente la intervención autorizada de un profesional en ingeniería.

Para calcular el costo medio se debe distinguir y calcular el costo en los diferentes niveles de agregación del proceso de producción, de modo que se pueda cuantificar: la producción procesada computable, el costo unitario en cada evento, el costo unitario promedio, el costo de producción terminada y el costo del inventario final de la producción en proceso. Para tal propósito, es necesario cuantificar los siguientes conceptos:

- Costos incurridos, son los que corresponden a las magnitudes consumidas por los tres elementos del costo: materiales, mano

de obra directa y los costos indirectos de fabricación ocurridos durante el periodo.

- Costos unitarios, haciendo cociente entre el costo durante el periodo con la producción computable.
- Producción procesada computable, se cuantifica mediante la sumatoria de la producción terminada más la diferencia entre el inventario final e inicial de la producción en proceso, expresado en términos de producción equivalente: producción terminada + inventario de productos en proceso (final – inicial). (Pari D., 2016, p.31).

2.2.10. Eficiencia operativa

Eficiencia es una virtud o facultad para lograr un efecto. También, es la acción con que se logra ese efecto. La palabra eficiencia se puede utilizar en varios contextos. La eficiencia en minería se refiere a la utilización correcta y con la menor cantidad de recursos para conseguir un objetivo o cuando se alcanza más objetivos con los mismos o menos recursos. (Chambi J., 2019, p.14).

2.2.10.1. Medición de la eficiencia

La eficiencia se mide a través de cuadros estadísticos comparativos. Donde se compara los resultados de una perforación y voladura deficiente a falta de una mejora en el diseño de las mallas de perforación, así como también la ausencia de un buen control de tiempos de perforación. Dando como resultados, mejoras en el diseño de la perforación y voladura trayendo consigo, reducir tiempo y costos en perforación y mejorar el porcentaje de avance por disparo utilizando los recursos necesarios. (Chambi J., 2019, p.14).

2.2.11. Optimización de costos operativos

Optimización es la acción y efecto de optimizar. Este verbo hace referencia a buscar la mejor manera de realizar una actividad. Optimizar quiere decir buscar mejores resultados, más eficacia o mayor eficiencia en el desempeño de alguna tarea como es el caso de la perforación y voladura en una mina subterránea. De allí que términos sinónimos sean mejorar, optimar o perfeccionar.

Se dice que se ha optimizado algo (una actividad, un método, un proceso, un sistema, etc.) cuando se han efectuado modificaciones en la fórmula usual de proceder y se han obtenido resultados que están por encima de lo regular o lo esperado. En este sentido, optimizar es realizar una mejor gestión de los recursos en función del objetivo que se persiguen; en este caso se busca optimizar el proceso de perforación y voladura. (Chambi J., 2019, p.12).

Para reducir los costos operativos es necesario aumentar la eficiencia operativa del proceso realizado; de forma resumida se busca resultados en la perforación y voladura óptima.

CAPITULO III

MATERIAL DE ESTUDIO

3.1. GENERALIDADES

3.1.1. Descripción de yacimiento

El yacimiento de la mina Huarcaya es de tipo Epitermal de baja sulfuración.

Este yacimiento se encuentra en estructuras de vetas auríferas con dirección de E-W. La veta principal es llamada Veta Blanca con una potencia promedio de 0.50 m.

Dicha veta tiene un buzamiento promedio de 67° con dirección que va de este a oeste. En su composición se puede distinguir la alteración argílica (caolín), alteración sercítica (textura jabonosa), presencia de cuarzo calcedónico y cuarzo sacaroide.

En cuanto a la mineralización, se distingue la pirita aurífera, proustita, argentina, etc.

La veta blanca tiene una roca caja compuesta por una brecha polimíctica de color gris blanquecino con matriz fina de ceniza volcánica de color gris, además, los clastos son subangulares y algunos casos redondeados.

Asimismo, está compuesta por una brecha mineralizada y con las matrices rellenas de cuarzo grisáceo y la presencia de plagioclasas potásica.

3.1.2. Relieve

La zona en la cual se encuentra localizada la Unidad Minera Huarcaya, se caracteriza por poseer un relieve variado que va desde laderas o colinas planas a onduladas, como también zonas de relieve abrupto como los afloramientos rocosos accidentados y ondulados causados por la intersección de las quebradas.

Generalmente estas pendientes varían entre los 45° a 70° que son características comunes del modelaje glaciar (Figura 3.1)



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.1: Relieve característico de la Unidad Minera Huarcaya.

3.1.3. Clima

El clima de esta zona se caracteriza por ser frígido, su temperatura media anual es superior a los 0°C e inferior a los 7°C. Sus temperaturas máximas (de 15 a 22°C) se pueden percibir entre los meses de septiembre y abril y las mínimas (de -9 a -25°C) entre mayo y agosto. Hay fuerte oscilación térmica entre el sol y la sombra, entre el día y la noche. Las lluvias y la nieve caen en verano, comenzando desde octubre; hay una época muy seca, de mayo a septiembre. Las precipitaciones fluctúan entre 200 – 400 y 1000 mm al año.

3.1.4. Flora

En la zona donde se ubica la U.M. Huarcaya, se puede distinguir una cierta cantidad de especies botánicas entre Briofitas (musgos), magnoliófitos (espermatofitas), magnoliopsidas (dicotiledóneas) y liliopsidas (monocotiledóneas).

3.1.5. Fauna

En esta zona se han podido identificar mamíferos como la “taruca” (*hippocamelus antisensis*), puma, vicuña (Figura 3.2) quienes están clasificados como especies casi amenazadas (NT). Además, también se puede mencionar al gato de pajonal y al zorro andino que han sido avistados en el área de estudio. En cuanto a diversidad de aves, se debe mencionar al cóndor andino (*vultur gryphus*), parihuana común (*phoenicopterus chilensis*), el aguilucho común (*buteo polyosoma*), halcón perdiguero (*falco femoralis*), entre otros.

De las especies de anfibios solo el sapo (*rhinella spinulosus*).



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.2: Fauna de la zona de Huarcaya.

3.2. GEOLOGÍA

3.2.1. Geomorfología

La Unidad Minera Huarcaya está dentro de la franja de la Cordillera Occidental Sur, entre las altitudes de 4800 a 5000 m.s.n.m., en esta zona resalta dos unidades geomorfológicas bien marcadas, la primera es la Meseta Altoandina, caracterizada por un relieve plano-ondulado con pequeñas colinas redondeadas, abarca grandes extensiones, el grado de erosión es escaso, solo el viento es el principal agente de erosión. La segunda unidad geomorfológica es el Valle Altoandino, caracterizado por presentar zonas abruptas, escarpadas e inaccesibles, crestas pronunciadas y picos con flancos elevados. El grado de erosión es elevado por su diferencia de cotas.

3.2.2. Geología regional

El yacimiento está situado en un terreno donde predomina las rocas volcánicas del Cretácico y Terciario y en menor medida secuencias

sedimentarias con intrusivo del Terciario. Los depósitos de oro se encuentran situado dentro de la franja Cenozoica Puquio-Caylloma y están asociados con volcánicos e intrusiones. Las zonas mineralizadas se alojan en rocas volcánicas en forma de sistemas de etas epitermales de cuarzo con mineralización de Ag-Au incluyendo los depósitos de baja sulfuración.

Las unidades litoestratigráficas en orden cronológico van desde el Mesozoico hasta el Cenozoico.

3.2.3. Estratigrafía regional

A. Grupo Yura

En el grupo Yura se han diferenciado las Formaciones Piste, Chuquibambilla y Soraya. Los afloramientos de esta unidad se presentan como ventanas estratigráficas y están situadas en cuatro pequeñas regiones (Fuente Intemet)

- Formación Piste (Jms - pi)
- Formación Chuquibambilla (Js – chu)
- Formación Soraya (Ki – so)
- Formación Mara (Ki – ma)
- Formación Ferrobamba (Km – fe)

B. Grupo Tocaza (Tm – ta)

- Formación Alpbamba (Tm – al)
- Formación Aniso (Tm - an)
- Formación Sayacta (Tm – sa)

- Formación Sencca (Ts – se)
- Formación Pampamarca (Ts - pa)

C. Grupo Barroso

- Estrato – Volcán (Qpl-ba-ev)
- Lava – Domo (Qpl-ba-dl)
- Domo (Qpl-ba-d)

D. Depósitos morrenicos y glaciofluviales (Qpl-mo/glf)

Estos depósitos se encuentran sobre los 4000 msnm constituyendo llanuras a lomadas, ambos depósitos tienen origen glacial como producto de la desglaciación, se diferencian porque los depósitos morrénicos tienen morfología de lomadas con su cresta morrénica bien diferenciable; mientras que los glaciofluviales morfológicamente son llanuras que tienen características de erosión fluvial producto de la desglaciación de las nieves, los ejemplos más típicos se encuentran para las morrenas en las inmediaciones de la laguna de Punuiracocha en el lugar denominado Loma Ruiruruni y para los glaciofluviales por las inmediaciones de las lagunas de Chaupiccocha y Ccatuntipicocha en el lugar llamado Pampa Cairapallga.

El material consta mayormente de bloques gravas, arena y limo en una matriz areno-limosa a limo-arenosa, algo consolidados con leve estratificación, los fragmentos constan mayormente de rocas volcánicas para unos lugares y sedimentarias para otros, dependiendo del lugar de procedencia del glacial. (Fuente: Ingemmet)

E. Depósitos aluviales, fluviales y desplazamientos (Qr-al/fl/de)

Los depósitos aluviales se encuentran como terrazas o superficies planas, son materiales producto de la acción fluvial o pluvial, generalmente tiene fragmentos de forma redondeada y el tamaño es heterogéneo tanto en tamaño como en forma, la matriz es arenolimsa con estratificación indefinida.

A continuación, se adjunta la columna estratigráfica del cuadrángulo de Pacapausa. Y así como también el plano Geológico Regional Edad Cuaternaria reciente

3.2.4. Geología local

En el área de estudio de la Unidad Operativa Huarcaya se ha diferenciado una serie volcánica como las tobas y una estructura de brechamiento de forma filoneana, como el stock work.

3.2.5. Estratigrafía local

A. Formación Alpabamba (Tm-al)

Litológicamente esta constituida por una gruesa y monótona secuencia de tobas brechoides, riolíticas y dacíticas, blanquecinas a amarillentas, compactas, resistentes a la erosión; constituyendo fuertes escarpas que le dan a esta unidad características topográficas conspicuas y diferenciables de otras unidades.

B. Grupo Barroso

En el cuadrángulo de Pacapausa a las volcanitas pertenecientes al Grupo Barroso se los ha separado de acuerdo a DAVILA D. (1987) y GUEVARA C. y DAVILA D. (1983) en estrato-volcán, lava-domo, y domo.

- Estrato – Volcán (Qpl-ba-ev)
- Lava-Domo (Qpl-ba-dl)
- Domo (Qpl-ba-d)

C. Brecha polimíctica

Es la principal estructura donde se genera la mineralización, la brecha es una brecha polimíctica de color grisáceo blanquesino, con clastos derocas como la andesita, fragmentos de rocas volcánicas subangulares con matriz fina bien cementada por efecto de la diagénesis como la temperatura, presión, etc.

D. Depósitos aluviales, fluviales y deslizamientos

Los depósitos aluviales se encuentran como terrazas o superficies planas, son materiales producto de la acción fluvial o pluvial, generalmente tiene fragmentos de forma redondeadas y el tamaño es heterogéneo tanto en tamaño como en forma, la matriz es areno-limosa con estratificación indefinida (Fuente: Ingemmet)

3.2.6. Geología económica

La economía se basa en la explotación principal de minerales metálicos como el oro y la plata.

En el área de emplazamiento de la unidad operativa Huarcaya se observa una mineralización epitermal de baja sulfuración, representadas por las vetas de cuarzo de relleno filoniano con cuarzo.

La mineralización se da con el cuarzo grisáceo, donde el oro está presente en las zonas de oxidación, como se da en los subniveles 300, 325 y 350.

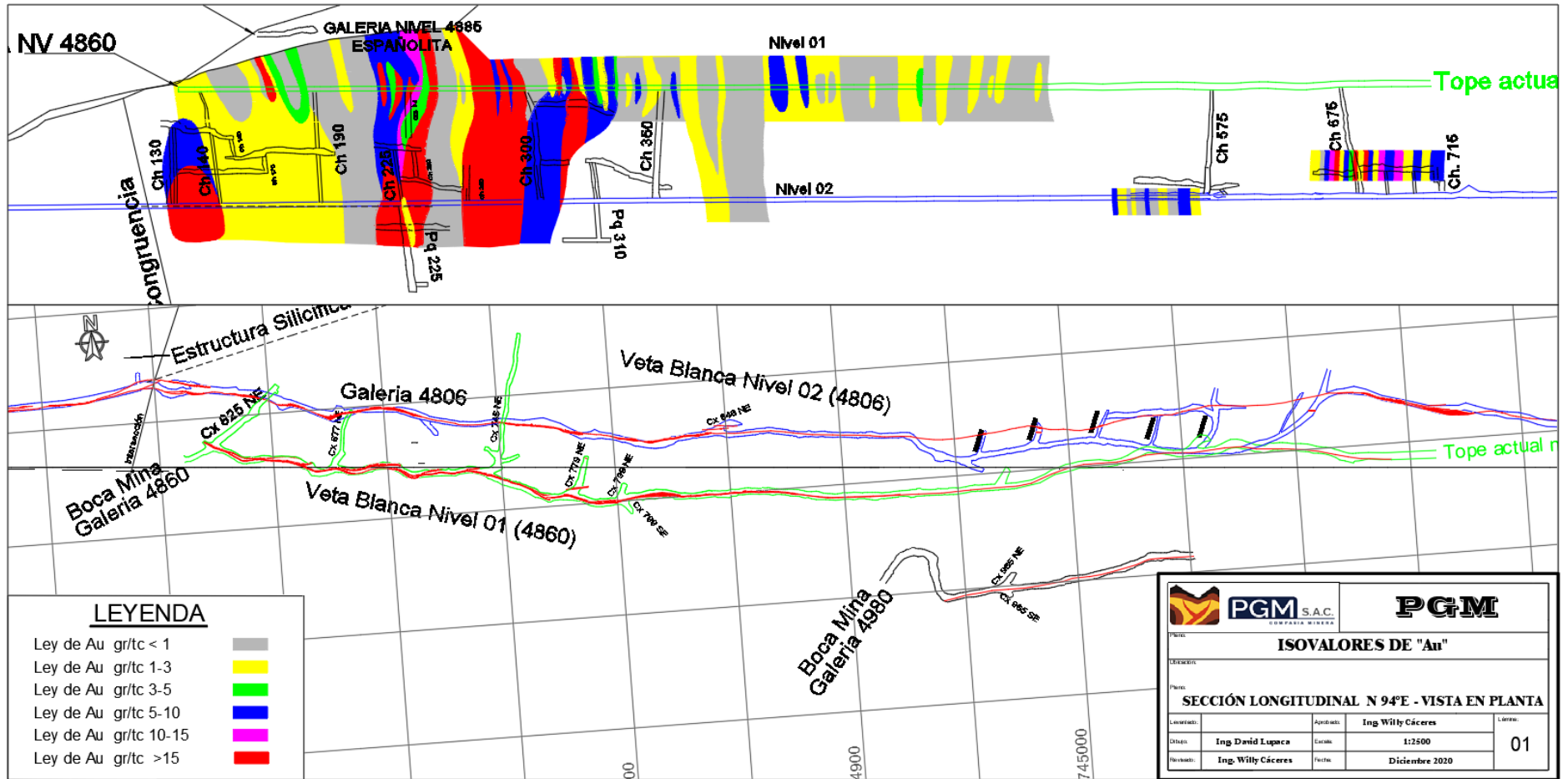
Se observa también minerales de sulfuración de gran cantidad en el cual se encuentra presente la pirita, argentita, proustita que son característicos en el brechamiento dando así bolsonadas de mineral con alto contenido de Ag como se muestra en la Figura 3.3.



Fuente: Elaboración propia

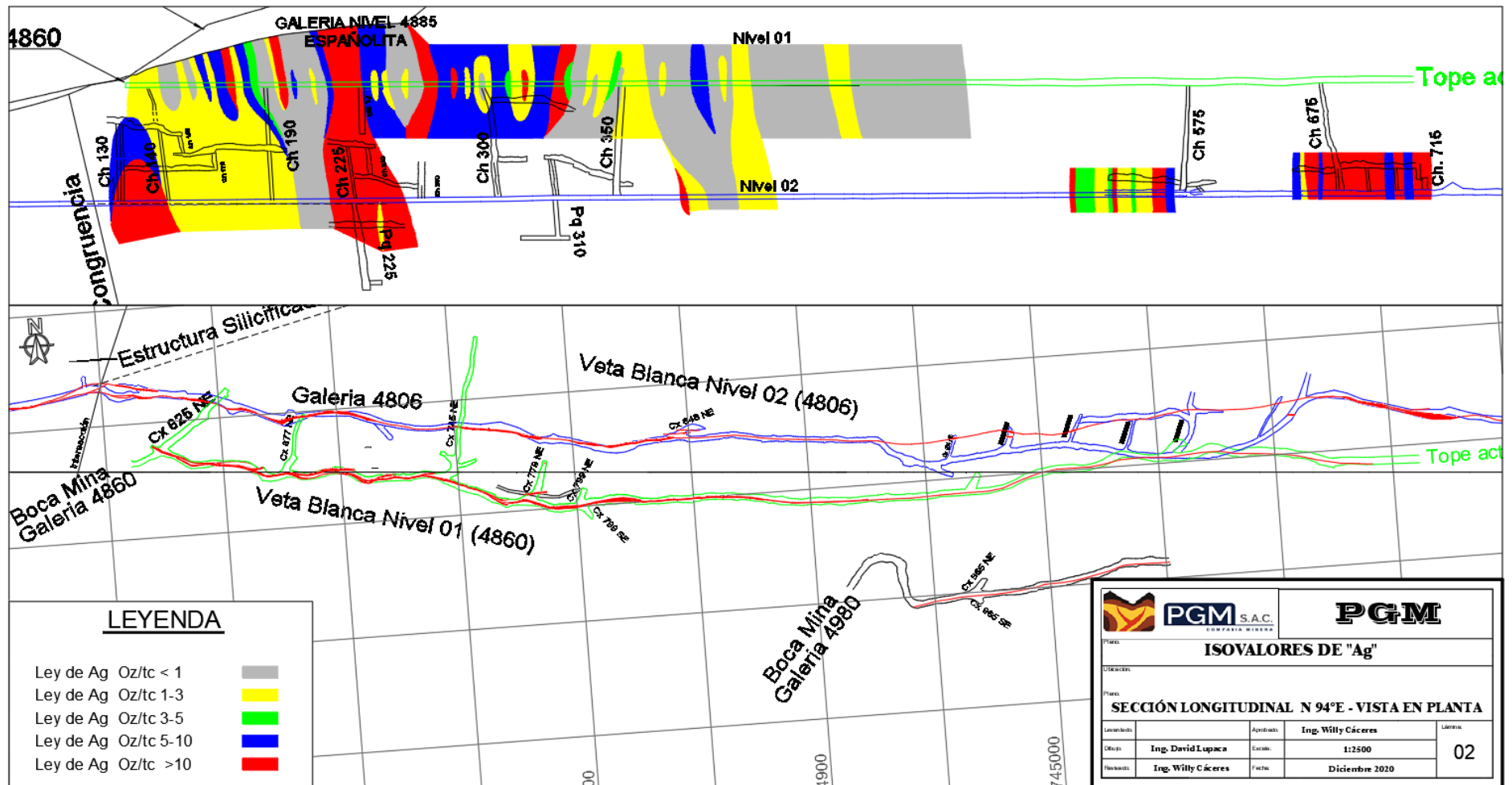
Figura 3.3: Proustita (Mena de plata).

La ley de los minerales con presencia de oro y plata, en base a un estudio de leyes, se analizan e interpretan dando los planos de isovalores como se muestran en las Figuras 3.4, 3.5 y 3.6.



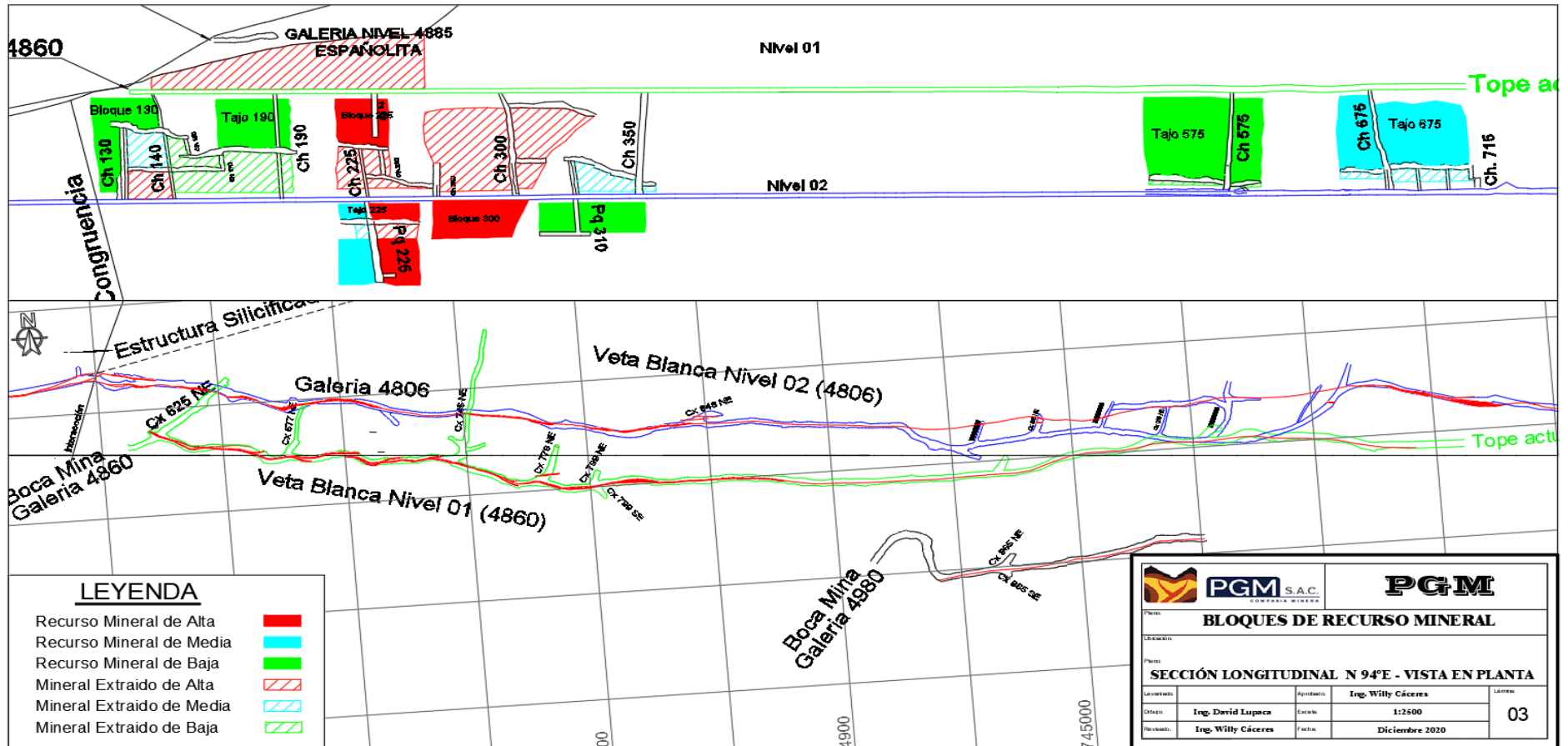
Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 3.4: Isovalores de Au.



Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 3.5: Isovalores de Ag.



Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 3.6: Bloques de recurso mineral.

3.3. MINERÍA

3.3.1. Método de explotación

La explotación de la mina de oro y plata, se iniciará a partir de los niveles ya construidos, los cuales son:

- Galerías: Nv.4860, Nv. 4890
- Chimeneas de ventilación: Ch-300, Ch-575, Ch-675

La metodología de explotación, considera que el avance se realiza de formas ascendente para aprovechar la gravedad en el proceso de extracción y además tener aspectos favorables en cuanto al uso de relleno.

Dado las dimensiones del yacimiento en forma de vetas con un buzamiento promedio de 65°, potencias variables que oscilan entre los 10cm a 2m, características geomecánicas del macizo rocoso y su emplazamiento respecto a la superficie, el método de explotación seleccionado en la mina es el de Corte y Relleno Ascendente Convencional mostrado en la Figura 3.7.

Este sistema tiene la ventaja de permitir la perforación de una gran área con bastante anticipación respecto a las operaciones de voladura y carga. La cantidad de mineral arrancado puede ser tan grande o pequeña como lo desee. (Lopez Jimeno C., 2003)

Este método, conocido también como “over cut and fill” se caracteriza por el minado de corte y relleno en forma de tajadas horizontales, iniciándose de la parte inferior del tajo y avanzando en sentido ascendente. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando toda la tajada ha sido disparada, el volumen extraído es rellenado con un material estéril para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.7: Corte y relleno ascendente convencional.

3.3.2. Diseño minero

3.3.2.1. Plan de diseño y construcción y acceso

El diseño y construcción de los accesos a la estructura mineralizada se basan en los siguientes criterios y objetivos:

- El diseño tiene como fin la explotación de las estructuras ya reconocidas, realizando el menor laboreo posible para iniciar la explotación ya que se reducirán considerablemente los costos iniciales en la inversión.
- El avance del Nivel 4790 y 4860, se deben realizar de forma simultánea, considerando que el nivel inferior debe estar siempre por delante y además aprovecharlo como una labor de exploración para ver el comportamiento de la veta en profundidad.
- La construcción de las labores debe ir de la mano con el avance de labores horizontales y verticales sobre la estructura para

obtener y/o validar la información geológica y geotécnica suficiente para el diseño de minado.

- Lograr mayor eficiencia y fluidez en los ciclos de minado, con una adecuada distribución en la ubicación de los accesos, echaderos de mineral, chimeneas de ventilación, relleno y servicios de mina.
- El nivel 4806 será el nivel principal de extracción de mineral y desmonte, para aprovechar la gravedad en la evacuación del mineral de los niveles superiores hacia superficie, se realizará utilizando locomotora y carros mineros.

3.3.2.2. Labores de desarrollo

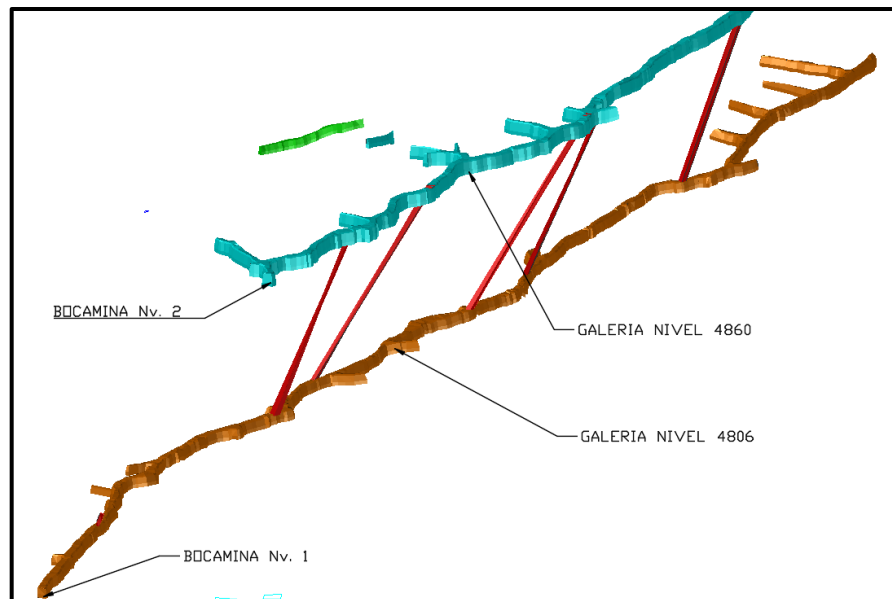
Se diseña y construye las labores horizontales o verticales siguiendo la estructura de la veta y que permite el reconocimiento y la confirmación de las leyes y potencias a medida que se avanza. En la Figura 3.9 se muestra las principales labores de desarrollo (Galerías 4790 y 4860)

- **Galería Nv. 4790:** Se ha desarrollado esta labor principal de transporte acorde a la estructura de la veta principal (Veta Blanca), en la actualidad tiene una longitud total de 660m y se utiliza como el nivel principal de extracción
- **Galería Nv. 4860:** Esta labor de desarrollo tiene una longitud total de 375m y se proyecta a ser un nivel principal de extracción para la posterior explotación de la parte superior de la veta, aquí se aplica el método de corte y relleno semimecanizado (Figura 3.8) donde se realiza la limpieza del frente con un Scoop de 2.5 yd³.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.8: Corte y relleno ascendente semimecanizado en la Gal.4860.



Fuente: Área de Topografía

Figura 3.9: Principales labores de la U.M. Huarcaya.

3.3.2.3. Labores de preparación

Las labores de preparación de esta unidad operativa, se han realizado teniendo en cuenta los criterios de diseño y ejecución, para tener éxito en la explotación, además que los costos tienen gran incidencia en los costos totales.

A. Subniveles principales

- Subnivel 130: La veta económicamente rentable va aproximadamente desde el Buzón 130 hasta el Buzón 150 con una longitud de 20m y una potencia promedio de 60cm.
- Subnivel 190: Este subnivel tiene dos tramos de acuerdo a su ley, la primera va de la chimenea 190 al lado OESTE, y la segunda para el lado ESTE. En total tiene una longitud de 27m.
- Subnivel 225: Se divide en dos tramos caracterizado por la variabilidad de su ley, el primero va del Buzón 225 al lado oeste, y el segundo hacia el lado este. Tiene una longitud total de 15m.
- Subnivel 300: Este es el subnivel actualmente de mayor longitud con 32m.

B. Ore Pass o Echaderos

Se ha llevado a cabo la construcción de los distintos Ore Pass para la delimitación y preparación de los tajos. Estas chimeneas en su totalidad son de doble compartimiento con una sección promedio de 1.20m x 2.40m y en la intersección con las galerías principales se

instalan tolvas de madera para controlar la salida de mineral o desmonte (Figura 3.10). Los principales ore pass son los siguientes:

- Ore Pass 130, 190
- Ore Pass 225
- Ore Pass 300, 350
- Ore Pass 575
- Ore Pass 675



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.10: Tolva de madera (Vista superior)

3.3.2.4. Labores de explotación

- Tajo 130 E-W: Tiene una longitud de 20m, y la veta una potencia promedio 60cm. Es considerado como un tajo de alta ley pues esta varía entre un valor de 0.50 oz/TM a 0.65 oz/TM de Au. En su mineralización se observa la presencia de ramales de Qz grisáceo, Qz sacaroide y sulfato de plata.
- Tajo 190 E-W: Tiene una longitud de 27m, y la veta una potencia promedio de 30cm. La veta principal tiene una mineralización de Qz grisáceo con pirita diseminada (en la

que se encuentra la concentración del oro) con una ley promedio de 0.35 oz/TM y sulfuro de Ag con una alteración argílica (caolín).

- Tajo 225 E-W: Con una longitud de 26m y una potencia promedio de 30cm. Tiene una ley de oro con valores que va desde los 0.20 a 0.50 oz/TM. Al inicio del Ore Pass 225 la veta forma una bolsónada de stock work con vetillos de sulfuro de plata, con Qz sacaroide, con alteración de feldespatos y una potencia de 1.50m.
- Tajo 300 E-W: La veta tiene una longitud rentable de 32m, con una potencia promedio de 60cm y una ley de oro con valores desde 0.25 oz/TM a 0.50 oz/TM.
- Tajo 350 E-W: Este tajo es caracterizado de alta ley con un valor promedio de 0.60 oz/TM, y que en un tramo pequeño alcanza hasta a 1.0 oz/TM
- Tajo 575 E-W: Este tajeo, a la actualidad se sigue preparando, tiene una longitud total de 35m con una potencia promedio de 30cm.

3.3.3. Operaciones unitarias del ciclo de minado

En esta unidad minera, el trabajo operacional se basa en 2 guardias/día, cada una de estas abarcan 12 horas de trabajo para la labor asignada. El ciclo de minado aplicado en para la extracción de mineral, se divide en las siguientes etapas:

3.3.3.1. Perforación

- Se aplica perforación por Breasting y Realce, dependiendo del tipo de labor que se está trabajando y de la potencia de la veta.

- La perforación se lleva a cabo con máquinas perforadoras neumáticas RNP Jackleg y barrenos cónicos o integrales de 4, 5 y 6 pies de longitud dependiendo de la labor y las condiciones del terreno; además se tiene en menor cantidad perforadoras Stoper con barrenos de 4 y 5 pies.
- Las brocas utilizadas son de 36, 38 y 41 mm de diámetro, con un burden de 0.25m a 0.30m y un espaciamiento de 0.30m.
- En labores de desarrollo como las galerías principales, se perfora con un barreno de 5 o 6 pies de longitud, en cambio para los tajos, normalmente se perfora con una longitud de 4 o 5 pies.

Proceso para realizar la perforación:

- Diseño de las mallas de perforación en AutoCAD (Figura 3.12)
- Pintado de la malla de perforación en frentes, tajos, piques, chimeneas, etc.
- Instalación de los equipos de perforación.
- Posicionamiento del equipo de acuerdo al tipo de labor y sección.
- Control del paralelismo de los taladros con ayuda del guiador.

Perforación para producción:

Diámetro de perforación	: 38mm
Longitud de perforación	: 4 pies
Tipo de Malla	: Rectangular
Inclinación	: 90°
Burden	: 0.20

Equipos de perforación:

La U.M. Huarcaya trabaja sus labores con un total de 20 perforadoras neumáticas de la marca RNP, de las cuales se destaca la más común con el modelo Jackleg RN-250-X mostrado en la Figura 3.11.

Tabla 3.1: Equipos de perforación de U.M. Huarcaya

UNIDADES	TIPO
15	RNP Jackleg RN- 250-X
5	RNP Stoper RN-250-S
5	RNP Sinker RN-S83FS

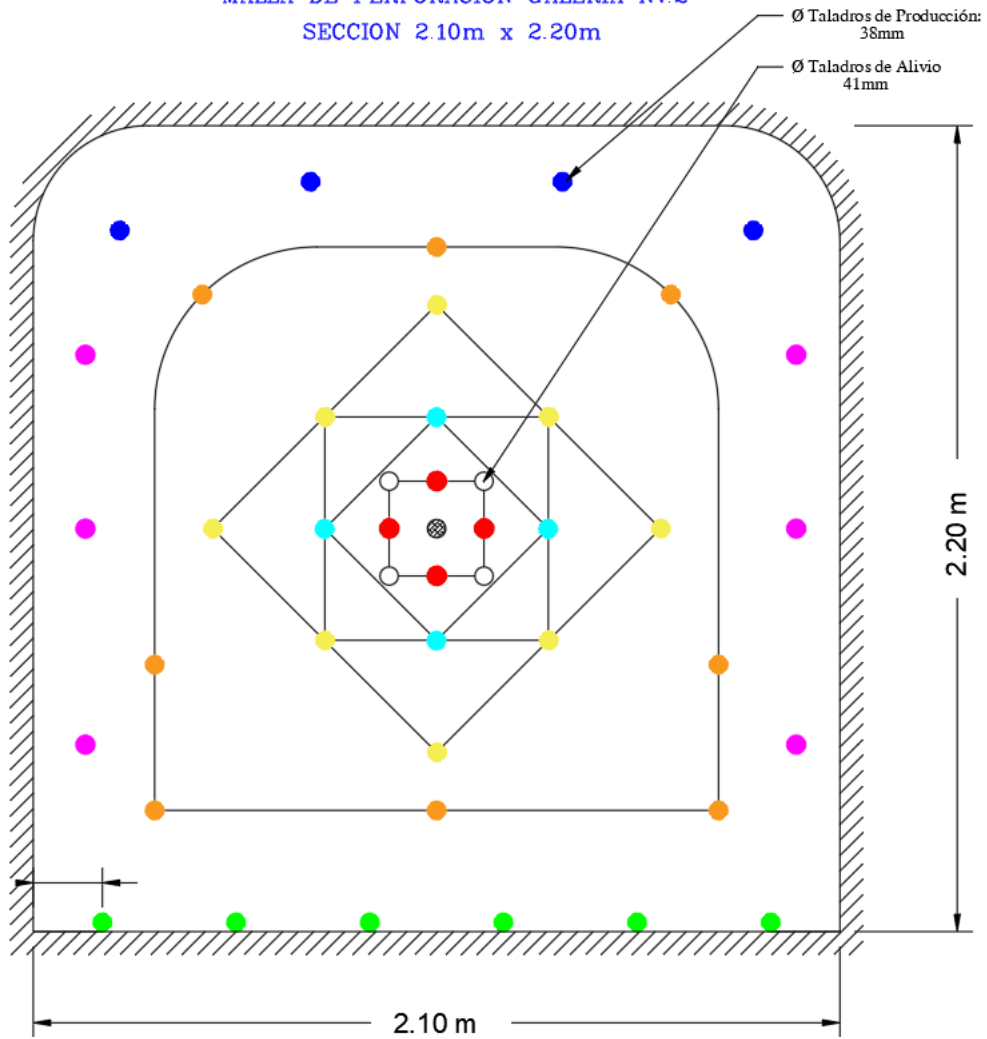
Fuente: Área de Mantenimiento



Fuente: Ficha técnica RNP México

Figura 3.11: Jackleg RN-250X

COMPAÑÍA MINERA PGM SAC
 MALLA DE PERFORACION GALERIA Nv.2
 SECCION 2.10m x 2.20m



DISTRIBUCIÓN DE TALADROS
N° TALADROS: 45 tal

○ Taladro de Alivio	= 05
● Arranque	= 04
● Ayudas	= 04
● Sub Ayudas A	= 08
● Sub Ayudas B	= 08
● Cuadradores	= 06
● Alzas	= 04
● Arrastres	= 06

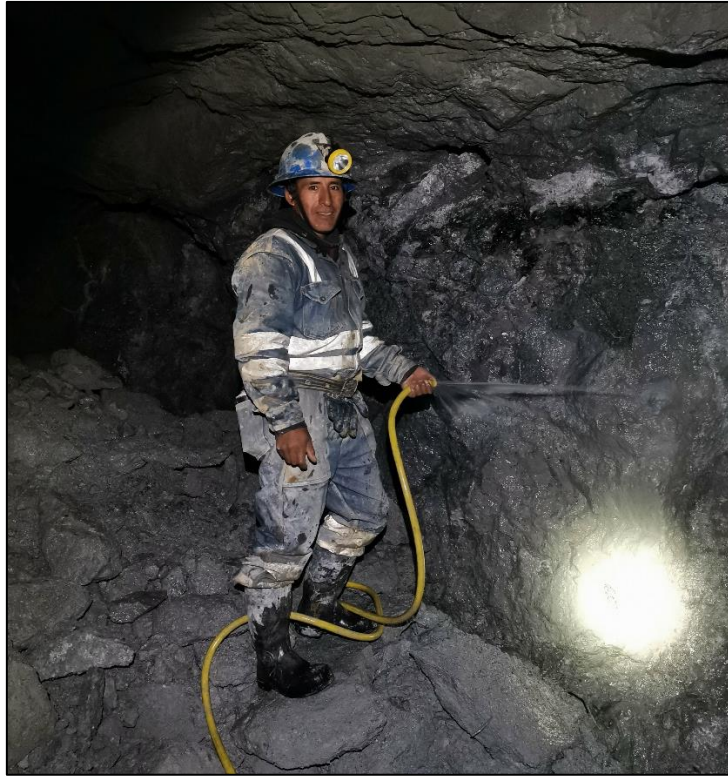
Fuente: Área de Perforación y Voladura

Figura 3.12: Diseño de malla de Perforación Galería Nv.2 (antigua).

3.3.3.2. Voladura

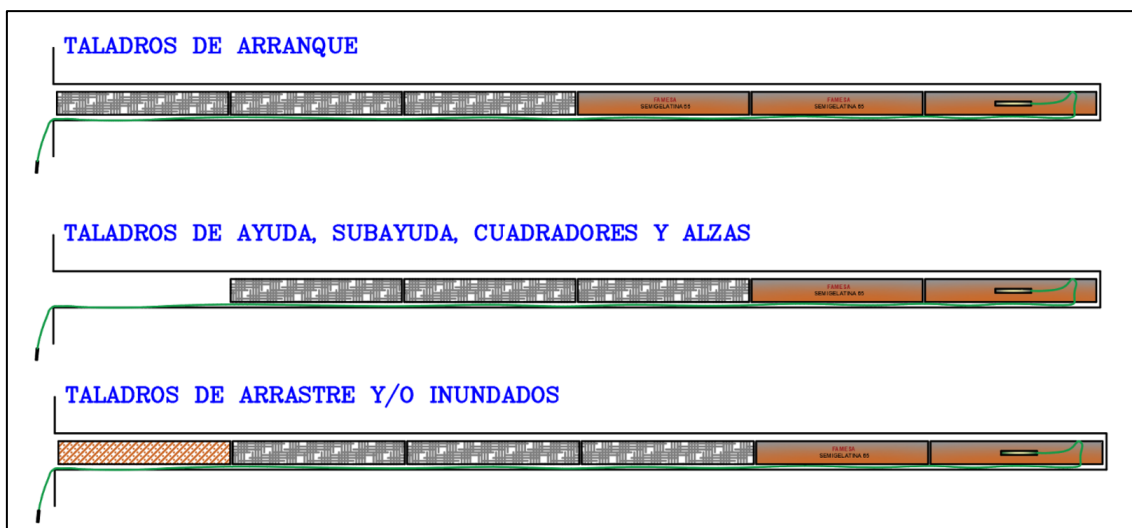
- El carguío de taladros y voladura es realizado por personal debidamente capacitado y autorizado, además cuentan con la licencia de uso y manipulador de explosivos de la SUCAMEC.
- La voladura en frentes y tajeos se hace de acuerdo al trazo de perforación determinado y este es un factor que influye bastante para la fragmentación de la roca, así como para el factor de potencia y carga.
- El carguío se lleva a cabo con Dinamita FAMESA Semigelatina 65 (7' x 8'), Emulsión o Hidrogel encartuchado de 1000 (1" x 7") y de 3000 (1" x 7") como se menciona en la Tabla 3.4, y ANFO (Tabla 3.3) como carga explosiva, en cuanto a los accesorios se hace uso de mecha lenta y Carmex (Figura 3.14, 3.15).
- Cada tajeo tiene características geomecánicas similares o diferentes y de acuerdo a ello se aplica un carguío diferente, variando la cantidad de cartuchos de dinamita y/o emulsión.
- Se utilizan conectores y mecha rápida para el encendido del disparo, y el perforista o encargado de esta tarea lo hace desde un lugar lejano y seguro sin poner en riesgo la seguridad.
- El fulminante N°8 está conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio, en cuyo interior lleva dos explosivos o cargas; la carga primaria es sensible a la chispa de la mecha de seguridad y la carga secundaria que es iniciado a consecuencia del primario.
- La mecha blanca, mecha lenta o mecha de seguridad es un componente del sistema de iniciación de la voladura, en su composición destaca la pólvora negra que está protegida por

capas de fibras orgánicas con brea y cobertura plásticas, resistente a la abrasión y/o cortes.



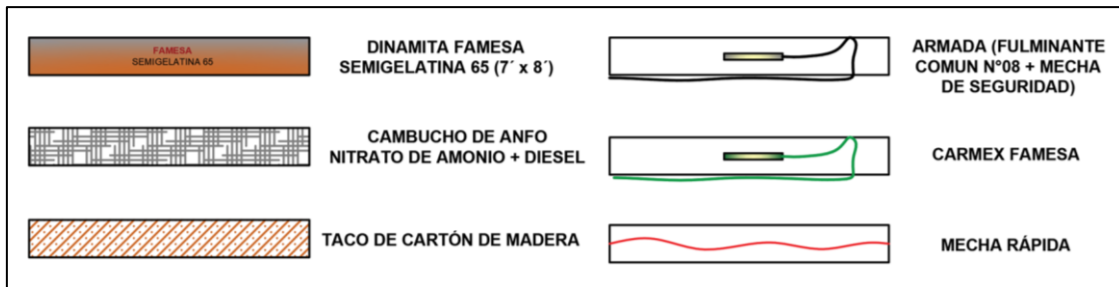
Fuente: Elaboración propia

Figura 3.13: Regado del frente para identificar rocas sueltas y tiros cortados.



Fuente: Área de Perforación y Voladura

Figura 3.14: Carguío de taladros para Galería Nv. 4806.



Fuente: Área de Perforación y Voladura

Figura 3.15: Explosivos usados para Galería Nv. 4806.

Tabla 3.2: Agentes de iniciación.

AGENTES DE INICIACION			
CARMEX	Encubrimiento	Color	Verde
	Núcleo de pólvora	g/m	6
	Tiempo de Combustión	s/m	150-165
	Diámetro	mm	5.2

Fuente: Área de perforación y voladura.

Tabla 3.3: Agentes de voladura.

AGENTES DE VOLADURA			
ANFO	Densidad aparente	gr/cm ³	0.8
	VOD	m/s	3000
	Energía teórica	cal/g	900
	Energía relativa	%	100
	Presión de detonación	kbar	32

Fuente: Área de perforación y voladura

Tabla 3.4: Explosivos.

EXPLOSIVOS			
EMULNOR 1000	Densidad Relativa	gr/cm ³	1,13
	Velocidad de detonación	m/s	4500
	Presión de detonación	kbar	95
EMULNOR 3000	Energía	Kcal/kg	785
	Densidad Relativa	gr/cm ³	1,14
	Velocidad de detonación	m/s	4400
	Presión de detonación	kbar	93
DINAMITA SEMIGELATINA 65	Energía	Kcal/kg	920
	Densidad Relativa	gr/cm ³	1,14
	Velocidad de detonación	m/s	3700
	Presión de detonación	kbar	83
	Potencia relativa en peso	%	70

Fuente: Área de perforación y voladura



Fuente: Ficha técnica FAMESA

Figura 3.16: Explosivo Dinamita Semigelatina 65.



Fuente: Ficha técnica FAMESA

Figura 3.17: Explosivos: Emulnor 1000 y 3000.

3.3.3.3. Ventilación

La ventilación se desarrolla por dos métodos: natural y artificial.

- En las labores principales se ventila por el método natural, donde se controla y observa el flujo del aire por las chimeneas principales de ventilación. Los ventiladores se instalan junto a su respectivo tablero eléctrico como se ve en la Figura 3.18.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.18: Tablero eléctrico para ventilador de 20000 CFM.

- En las galerías principales (Nv. 4790 y Nv. 4860) se utilizan dos ventiladores axiales de 20000 CFM para cada nivel
- En las labores ciegas la ventilación se realiza por medio de un ventilador de 20000 CFM y por aire comprimido, haciendo uso de la tercera línea en algunos casos y en otros se usa ventiladores auxiliares centrífugos.

3.3.3.4. Limpieza

La limpieza del frente (Figura 3.20) de la galería se realiza con una pala neumática EIMCO 12B (Figura 3.19) con una capacidad promedio de la cuchara de 0.15m³.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.19: Pala Neumática EIMCO 12B.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.20: Limpieza de frente con pala Neumática EIMCO 12B.

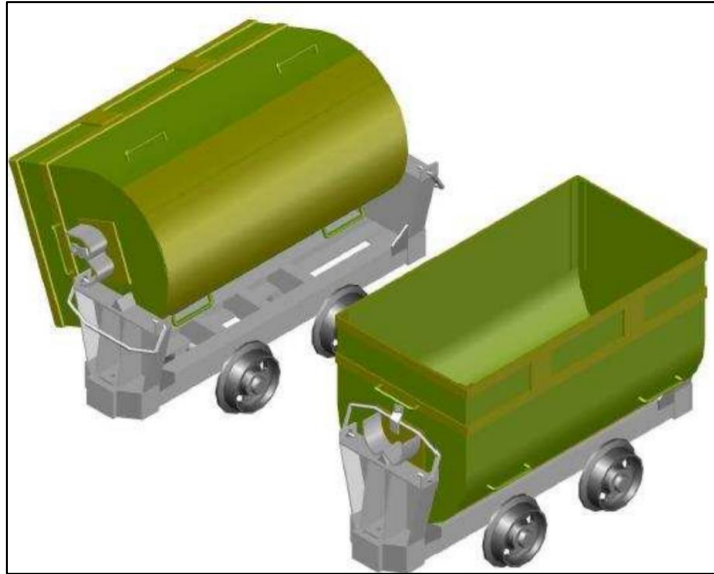
3.3.3.5. Acarreo

Cuando las tolvas se encuentran con mineral, se procede a la evacuación de este por medio de una locomotora (Figura 3.21) con carros mineros U-35 (Figura 3.22), donde va la carga del mineral y se evacúa a la cancha de mineral o desmonte según sea su procedencia.



Fuente: SERMINSA

Figura 3.21: Locomotora para carros mineros.



Fuente: Ficha técnica FFORMIN

Figura 3.22: Esquema de carros minero U-35.

3.3.3.6. Sostenimiento

El sostenimiento se realiza después de la limpieza y acarreo.

- Para las labores de desarrollo, como las galerías principales, se aplica el sostenimiento mediante cuadros de madera (Figura 3.23), pernos Split-set, con malla.
- Para las labores de explotación se aplica generalmente el uso de pernos Split-set de forma puntual, y en zonas donde requiere mayor sostenimiento se aplica de forma sistemática. También se usa puntales con plantilla para tajos como se muestra en la Figura 3.24.
- Después del intervalo de ventilación de los tajos, continúa el desatado de rocas de las cajas haciendo uso de barretillas de aluminio de 5,6 y 8 pies.
- A medida que se va avanzando con la explotación del tajeo, se debe considerar los aspectos geomecánicos de la roca, dado que en zonas donde la veta tiene mayor potencia, las cajas

tienden a ser más inseguras; por ejemplo, en el tajo 225, se tiene una porción de veta de 5m donde esta se ramifica y aumenta la potencia a 1.20m. En dicho tajeo, se usa pernos Split-set y helicoidales de manera puntal.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.23: Instalación de cuadro cojo para galería Nv.4790



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.24: Sostenimiento con puntal con plantilla para tajo.

3.3.3.7. Relleno

Después de haberse realizado la limpieza de mineral y haber sostenido la labor, se procede a echar el relleno que cae por gravedad por medio de las chimeneas, a continuación, el personal se encarga de nivelar el piso.

En algunos casos en los cuales el relleno detrítico no es suficiente para alcanzar la altura de perforación óptima se procede a correr una estocada hacia la caja piso en dirección transversal al eje del tajo y con la inclinación de esta, cae por gravedad la carga y se puede terminar de rellenar y nivelar el tajeo.

3.3.4. Ciclo de operaciones en labores

3.3.4.1. Galería Convencional

La galería es considerada como una de las principales labores para desarrollar una unidad minera (Figura 3.25). El trazado de las galerías en acceso y preparación se realiza sobre veta.

- Sección : 2.20m x 2.20m
- Longitud : Variable, según la veta.
- Separación : 50m (Altura aproximada de nivel)
- Gradiente : +0.5%, con la finalidad del deslizamiento por gravedad de los carros mineros y de la evacuación del drenaje de interior mina.
- Servicios : Requiere la instalación del sistema de aire comprimido y agua para el funcionamiento de las maquinas neumáticas de perforación; cabe indicar que para la ventilación del mismo frente, se hará uso del aire comprimido.

- Cuneta : Con sección de (0.30 m x 0.30 m)
- Ciclo de Operaciones : Perforación, Voladura, ventilación, desatado, limpieza y sostenimiento.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.25: Galería Nv.4790 - Veta blanca.

3.3.4.2. Galería Semi-mecanizada

Esta galería es llevada en el Nv.4860, donde se perfora manualmente y la limpieza se realiza con un Scoop G&H de 3.5yd³. (Figura 3.27)

- Sección : 2.50m x 2.50m
- Longitud : Variable, según la veta.
- Separación : 50m (Altura aproximada de nivel)
- Gradiente : +1%, con la finalidad del deslizamiento por gravedad de los carros mineros y de la evacuación del drenaje de interior mina.

- Servicios : Requiere la instalación del sistema de aire comprimido y agua para el funcionamiento de las maquinas neumáticas de perforación; cabe indicar que, para la ventilación del mismo frente, se hará uso del aire comprimido.
- Cuneta : Con sección de (0.30 m x 0.30 m)

Ciclo de Operaciones: Perforación, Voladura, ventilación, desatado, limpieza y sostenimiento.

3.3.4.3. Subnivel

Esta labor de preparación viene a ser el corte inferior del tajo y se construye encima de la galería de extracción dejando un puente de mineral de 3m de espesor, que servirá como piso al tajo.

Esta labor se corre sobre veta y en toda la longitud del block mineralizado existente y comunica a las dos chimeneas laterales.

- Sección : 1.20m x 1.80m
- Longitud : 40 – 50 m/tajo
- Servicios : Se debe realizar la instalación de mangueras de agua y aire que se extienden a lo largo de toda labor a medida que se va avanzando.
- Ciclo de Operaciones: Perforación, voladura, ventilación, desatado y limpieza y sostenimiento.

3.3.4.4. Chimeneas principales

Labores verticales de desarrollo y preparación, que se construye en sentido ascendente, es decir, de abajo hacia arriba. Su finalidad es la de comunicar dos niveles próximos.

- Sección : 1.20m x 2.40m
- Altura : 50m
- Servicios : Se debe realizar la instalación de mangueras de agua y aire que se extienden en toda la altura de la labor a medida que se va avanzando.
- Ciclo de Operaciones: Perforación, voladura, ventilación, desatado y limpieza y sostenimiento. (Figura 3.26)



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.26: Carguío de explosivos en la CH-675.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.27: Botadero de desmonte de la U.M. Huarcaya.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

La presente investigación según sus datos es de tipo cuantitativa y cualitativa.

Dentro de los datos cuantitativos, se analiza el factor de carga y los índices de rendimiento operativo, el costo unitario por metro lineal de avance y los índices económicos comparativos. Asimismo, para evaluar los resultados de la voladura se necesita hacer un detallado estudio cualitativo de la rotura, granulometría y perfilamiento de la sección.

Asimismo, la investigación tiene un alcance de causalidad, donde se identifican las causas que generan un bajo rendimiento en la perforación y voladura y los factores que incrementan el costo unitario en el avance de la Galería Nv.4790. de la Galería Nv.4790 de la Unidad Minera Huarcaya - Compañía Minera PGM S.A.C.

4.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

Esta investigación es de tipo experimental.

Inicialmente se comenzará con la observación y recolección de datos necesarios para el estudio como son: parámetros geológicos, parámetros de explosivos y de carga. Asimismo, se tiene que analizar el diseño inicial de perforación y voladura para su posterior evaluación y rediseñar la nueva malla de perforación y voladura.

4.3. TÉCNICAS

4.3.1. Trabajo de campo

- Estudio geológico y geomecánico del yacimiento de la Unidad Minera Huarcaya.
- Supervisión diaria y seguimiento al ciclo de minado cumpliendo con los estándares y procedimientos de la unidad minera.
- Levantamiento topográfico para el control de avances, producción, sección y gradiente.
- Toma de datos y fotografías de las mallas de perforación y voladura aplicadas en esta unidad.
- Toma de tiempos del ciclo de minado, en especial para la etapa de perforación y voladura.

4.3.2. Trabajo de gabinete

- Elección del método de cálculo de los parámetros de perforación y voladura.
- Rediseño de la malla de perforación y voladura para la galería Nv.4790 de 2.20 x 2.20 m. con el fin de optimizar el proceso de conminución y avance.
- Preparación de reportes de control de desarrollo de la Galería Nv.4790.
- Cálculo y análisis de los costos unitarios de perforación y voladura antiguos y nuevos.

4.4. PROCEDIMIENTOS

En la presente investigación se aplicó el siguiente procedimiento:

- Recopilación de material bibliográfico
- Toma de datos para la evaluación del macizo rocoso en la zona donde se seguirá desarrollando la Galería Nv.4790.
- Aplicación óptima del método de perforación y voladura en el frente de la Galería Nv.4790.
- Análisis y comparación de las mallas de perforación aplicadas antes y después.
- Control de costos unitarios en el proceso de perforación y voladura de la Galería Nv.4790.
- Análisis de resultados obtenidos del proceso de perforación y voladura.

4.5. POBLACIÓN, MUESTRA Y MUESTREO

4.5.1. Población

Se considera como población datos y parámetros técnicos de los disparos realizados en la Galería Nv.4790.

4.5.2. Muestra

Se considera como muestra a los datos y parámetros de los disparos realizados durante los meses de setiembre, octubre, noviembre y diciembre del 2020 de la Galería Nv.4790.

4.6. PERSONAL HUMANO

El capital humano o mano de obra para la construcción de la Galería Nv.4790 pertenece a la empresa contratista MINSUB S.A.C. y a la Compañía Minera PGM S.A.C. en menor proporción. La empresa autoriza la realización directa de todos los trabajos propuestos para mejorar y optimizar el proceso de perforación y voladura.

4.7. MATERIALES Y HERRAMIENTAS

La mayoría de materiales y herramientas son propiedad de la compañía minera PGM SAC y en menor proporción de la empresa contratista MINSUB SAC.

En cuanto al material de oficina, las herramientas de menor valor pertenecen al autor de la investigación.

4.8. MÉTODOS DE CÁLCULO

Para el diseño de la malla de perforación, se utilizó el modelo matemático de Holmberg que toman en cuenta principalmente los parámetros geológicos y geomecánicas del macizo rocoso.

El análisis de costos se desarrolla en base a los precios unitarios del proceso considerando todos los materiales, herramientas, insumos, mano de obra, etc. que son englobados en el costo por metro lineal de avance.

4.9. CONDICIONES ACTUALES

Actualmente, la Galería Nv.4790 se encuentra en construcción con el fin de desarrollar la mina paralelamente con la Galería Nv.4860.

Con la explotación de los tajos y el avance de las labores principales es necesario explorar nuevas zonas para descubrir zonas mineralizadas y que generen rentabilidad económica en el proceso de explotación.

CAPITULO V

DESARROLLO DEL TEMA DE TESIS

5.1. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA Y GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Al momento de diseñar una malla de perforación óptima, es fundamental considerar los parámetros geológicos del macizo rocoso para así hacer el estudio geomecánico de la Galería Nv.4790.

Para dicho fin, se establece tablas estandarizadas donde los indicadores principales son:

- Índice "Q" (Clasificación de Barton, Lien y Lunde)
- RMR (Rock mass rating)
- GSI (Índice de resistencia geológica)

Los índices anteriormente mencionados relacionan las características geomecánicas con el tipo de fortificación a utilizar en la labor trabajada.

La resistencia a la compresión es un dato calculado por laboratorios con muestras enviadas por el departamento de Geología de la Compañía Minera PGM SAC. Asimismo, con el estudio y detalles del registro lineal de discontinuidades se hallaron los valores del RQD.

5.1.1. Clasificación geomecánica

Para la construcción de la galería Nv.4790, se realizó tomas de datos de campo con la finalidad de estudiar, clasificar y zonificar el macizo rocoso de esta labor.

La clasificación geomecánica, nos ayuda a elegir el tipo de sostenimiento que requiere un determinado tramo según la calidad de roca.

Para la interpretación de los datos conseguidos en campo, se necesita hacer proyecciones de las estructuras geológicas existentes además de enlazarlo con el mapeo realizado por el área de geología. Asimismo esta área se encarga de actualizar constantemente la data del mapeo geológico y el seguimiento de estructuras que afectan en la estabilidad de la labor.

5.1.1.1. Según RQD (Clasificación de Deere)

En base al análisis de datos obtenidos de los sondajes diamantinos se puede determinar la calidad de roca RQD.

Este cálculo es aplicable para los testigos cuya longitud sea mayor de 10cm.

Según Deere:

$$RQD = \frac{\sum(Ripios > 10cm.)}{total\ de\ la\ perforación} * 100$$
$$RQD = \frac{(12 + 13 + 11 + 12 + 14 + 12)}{95} * 100$$
$$RQD = 78\%$$

Según la tabla de índice de calidad RQD (%), la roca es de calidad buena en la Galería Nv.4790.

INDICE DE CALIDAD RQD (%)	CALIDAD
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

5.1.1.2. Índice Q (Clasificación de Barton, Lien y Lunde)

Para determinar el índice Q, se tiene tomar en cuenta el valor del RQP, conjuntamente con otros parámetros.

Según Barton:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

RQD : Índice de calidad de la roca

J_n : Rugosidad de las superficies de las discontinuidades

J_r : Rugosidad de las superficies de las discontinuidades

J_a : Alteración de las diaclasas

Jw : Coeficiente reductor. Presencia del agua

SRF : Factor reductor del esfuerzo

A. Cálculo del RQD.

INDICE DE CALIDAD RQD (%)	CALIDAD
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

B. Cálculo de la familia de las diaclasas Jn.

Descripción	Jn
Roca masiva	0.5-1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales.	3
Dos familias de diaclasas.	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales.	6
Tres familias.	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales.	12
Cuatro o más familias de Diaclasas, roca muy fracturada.	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 Jun y en túneles 3 jun.	

C. Rugosidad de las diaclasas Jr.

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco Jn desplazamiento lateral de menos de 10 cm

Juntas discontinuas	4
Juntas rugosas o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla, ondulada	1.5
Rugosa o irregular, plana.	1.5
Suave, plana.	1
Espejo de falla, plano.	0.5

No existen contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente. Jn

Zona de contenido de minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas. 1

Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las 2 caras de las diaclasas. 1

Nota: si el espaciamiento de la familia de las diaclasas es mayor de 3 m. hay que aumentar el Jn en una unidad.

Para diaclasas con espejos de falla provisto de lineaciones, si están orientadas favorablemente, se puede usar Jr=0.5

D. Agua en las diaclasas Jw.

	Jw	Presión del agua kg/cm ²
Excavaciones secas o de influencia poco importante.	1	<1
Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas.	0.66	1-2.5
Considerable lavado de los rellenos de las diaclasas.	0.33*	2.5-10

Excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo.	0.1-0.2*	>10
Excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05-0.1*	>10

E. Meteorización de diaclasas

Descripción	Ja	Θ ⁰
Contacto entre las 2 caras de las diaclasas.		
Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas.	0.75	25-30
Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos partículas de área, roca desintegrada libre de arcilla	2	25-30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco, yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos 1 o 2 mm.	4	8-16
Contacto entre 2 caras de la diaclasa con < de 10 cm de desplazamiento lateral.		
Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
Fuertemente sobreconsolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de esp.	6	16-24
Sobreconsolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los	8	12-16

recubrimientos son continuos de < de 5mm de espesor.

Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor Ja dependerá del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
---	------	------

No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada.

Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla.	6-8-12	6-24
---	--------	------

Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5	6-24
---	---	------

Granos arcillosos gruesos.	13-20	6-24
----------------------------	-------	------

F. Tensiones en las excavaciones S.R.F.

1.- Zona débil que interceptan la excavación y pueden causar caídas de bloques. S.R.F

A. Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor.	10
--	----

B. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación<50m.)	5
--	---

C. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente. (Profundidad de excavación>50 m.)	2.5
--	-----

D. Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor. (Cualquier profundidad)	7.5
---	-----

E. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla (Profundidad de excavación < 50m.)	5
---	---

F. Sólo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla. (Profundidad > 50m).	2.5
--	-----

G. Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturadas. Cualquier profundidad.	5
--	---

2.-Rocas competentes con problemas tensionales en las rocas	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	S.R.F.
H. Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200	>13	2.5
I. Tensiones medias.	200-10	13-0.33	1.0
J. Tensiones altas estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10-5	0.66-0.33	0.5-2.0
K. Explosión de roca suave (roca masiva).	5-2.5	0.33-0.16	5-10
L. Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2.5	<0.16	10-20

σ_c y σ_t son las resistencias a la compresión y tracción respectivamente de la roca, σ_1 es el esfuerzo principal máximo que actúa en la roca.

3.- Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostática. **S.R.F.**

M. Presión de flujo suave. 5-10

N. Presión de flujo intensa. 10-20

4.- Roca expansiva, actividad expansiva química dependiendo de la presencia del agua. **S.R.F.**

O. Presión expansiva suave. 5-10

P. Presión expansiva intensa. 10-15

Observaciones al SRF:

Reducir los valores del SRF en un 25 a 50% si las zonas de rotura solo influyen, pero no interceptan a la excavación.

En los casos que la profundidad de las clave del túnel sea inferior a la altura del mismo se sugiere aumentar el SRF de 2.5 a 5.

Para campos de tensiones muy anisótropos cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir el σ_c y σ_t a $0.8\sigma_c$ y $0.8\sigma_t$.

Reemplazando los datos obtenidos en la formula se obtiene lo siguiente:

Según Barton:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{78}{6} * \frac{1.5}{1} * \frac{0.66}{2.5}$$

$$Q = 5.148$$

Clasificación de Barton de los macizos rocosos.

Índice de calidad Q

TIPO DE ROCA	VALOR DE Q
Excepcionalmente mala.	10 ⁻³ – 10 ⁻²
Extremadamente mala.	10 ⁻² – 10 ⁻¹
Muy mala.	10 ⁻¹ – 10
Mala.	1-4
Media.	4-10
Buena.	10-40
Muy buena.	40-100
Extremadamente buena.	100-400
Excepcionalmente buena.	400 -1000

5.1.1.3. RMR (Clasificación de Bieniawski)

Esta clasificación se apoya en otras ya existentes, y tiene como principal limitación la aplicación en rocas expansivas y fluyentes

Los parámetros que intervienen en su cálculo son los siguientes:

A. Resistencia a la roca intacta

Este parámetro considera la compresión simple de la roca intacta. El tipo de roca característica en la Galería Nv.4790 es el granito.

- Resistencia a la compresión uniaxial (MPa): 100-200 MPa
- Valoración de Bieniawski: 7

B. Designación de calidad de roca (%) (RQD)

El RQD, fue calculado anteriormente y su valor se encuentra en el rango de 75 a 90%

- RQD: 78%
- Valoración de Bieniawski: 13

C. Espaciamiento de las discontinuidades

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	>3mts.	Sólido
Ancho	1 – 3 m.	Masivo
Moderadamente cerrado	0.3 – 1 m.	En bloques
Cerrado	50 – 300 mm.	Fracturado
Muy cerrado	<50 mm.	Machacado

Según Bieniawski:

$$s = \frac{1m}{\lambda + 1} = \frac{1m}{1.5 + 1}$$

$$s = 0.40 m$$

Se encuentra dentro del intervalo 0.3 – 1 m.

- Espaciamiento de discontinuidades: 0.40m
- Valoración de Bieniawski: **10**

D. Condición de juntas

Las paredes de las discontinuidades persisten en el orden de 1 a 3 m. de longitud con aperturas de entre 0.1 a 1.0 mm y ligeramente rugosas con un relleno duro menor a los 5 mm ligeramente intemperadas en las paredes, dándonos una valoración:

Persistencia : 1-3m = 4

Apertura : 0.1 – 1m = 4

Rugosidad : Ligeramente rugosas = 2

Relleno : duro < 5mm = 4

Intemperización : Ligeramente meteorizada = 5

Valoración de Bieniawski: **18**

E. Condición de aguas subterráneas

Se toma en cuenta la siguiente tabla:

Grado	Descripción	Rango RMR
1	Completamente seco	15
2	Semi húmedo	10
3	Húmedo	7
4	Mojado	4
5	Flujo de agua	0

- Aguas subterráneas: Húmedo

- Valoración de Bieniawski: **10**

Según Bieniawski, la valoración del RMR es el siguiente:

$$RMR = 7 + 13 + 10 + 18 + 10$$

$$**RMR = 58**$$

Se debe considerar un ajuste al valor calculado dado que la Galería Nv.4790 es caracterizada por presentar fracturas perpendiculares al sentido del avance. Esto demuestra una condición regular y que se ve a menudo en el avance.

$$RMR_{ajuste} = -5$$

$$RMR_{ajustado} = 58 - 5$$

$$**RMR_{ajustado} = 53 (TIPO III A) \quad TIPO GSI: F/R**$$

5.2. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA GALERÍA NV.4790

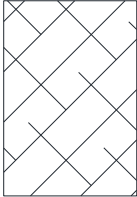
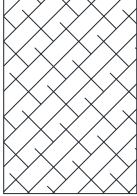
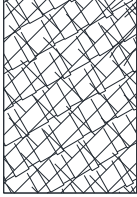
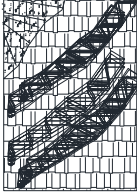
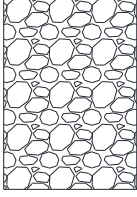
La galería Nv.4790 hacia el lado este, aproximadamente a unos 60 metros antes del tope se caracteriza por presentar un tipo de roca de tipo II y IIIA (Planos 5.1), para lo cual se utiliza los pernos Split Set en forma puntual donde requiera. (Figura 5.2)

Se pudo observar que el macizo rocoso en la zona donde actualmente se encuentra haciendo la perforación y voladura es fracturada – regular (F/R) de acuerdo a la tabla GSI, mientras en zonas anteriores predominaba un tipo de roca IVB, caracterizado por ser Muy fracturada/ pobre (MF/P) mostrado en la Figura 5.1.

TIPO DE ROCA				
TIPO	ÍNDICE “GSI”	ÍNDICE “RMR”	CALIDAD DE ROCA	TAS
II	LF/B, LF/R, F/B	61-68	Buena	-
IIIA	F/B, F/R, F/P, MF/B, MF/R	51-60	Regular A	2 meses
IIIB	F/P, MF/R, MF/P, IF/R	41-50	Regular B	7 días
IVA	MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P	31-40	Mala A	1 día
IVB	MF/MP, IF/P, IF/MP, T/P	21-30	Mala B	8 horas
V	IF/MP, T/P, T/MP	< 20	Muy mala	1 hora

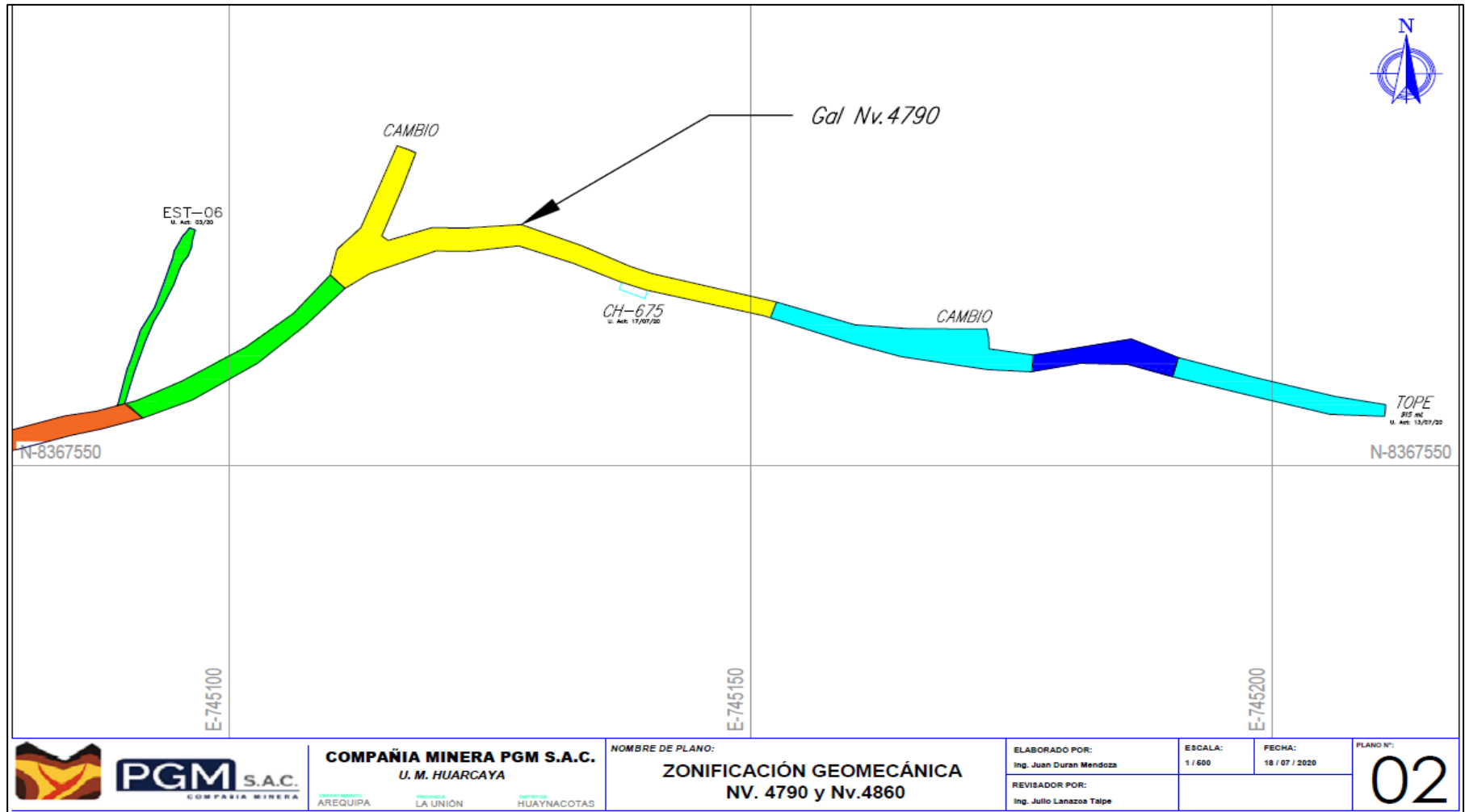
Fuente: Compañía minera PGM SAC.

Figura 5.1: Clasificación geomecánica de CIA Minera PGM SAC.

<p>RECOMENDACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN FUNCION DEL INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) U.M. HUARCAYA - 2020 LABORES AVANCE (GAL, CX, BP) 2.20 X 2.20 m.</p> <p>SIN SOSTENIMIENTO / TC: 2 AÑOS SS 4" OCASIONAL / TC: 2 MESES SS SIST 4" E=0.8x0.8m / TC: 1 SEMANA SS SIST 4" E=0.8x0.8m + MALLA / TC: 1 DIA CUADRO DE MADERA, E=1.2m o SS SIT E=0.8x0.8m + SH 2" / TC: INMEDIATO CIMBRA E=1m / TC: INMEDIATO</p> <p>INTERESECCION DE LABORES</p> <p>SIN SOSTENIMIENTO / TC: 2 AÑOS SS SIST 5" E=0.9x0.9m / TC: 1 MES SS SIST 5" E=0.9x0.9m + MALLA / TC: 4 DIAS CUADRO DE MADERA, E=1.2m o SS SIT 5" E=0.9x0.9m + SH 2" / TC: INMEDIATO CUADRO DE MADERA, E=1.0m o SS SIST 5" E= 0.9x0.9 + SH CIMBRA E=1.0m / TC: INMEDIATO</p> <p>ESTRUCTURA</p>	<p>CONDICION SUPERFICIAL</p> <p>BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALT.) DISCONTINUIDADES LISAS, MOD. ALTERADA LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (BLANDA MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE EJM GOUGE DE FALLAS)</p>				
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD > 75). (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)</p>	<p>LF / B</p>	<p>LF / R</p>	<p>-</p>	<p>-</p>	
 <p>FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>	<p>F / B</p>	<p>F / R</p>	<p>F / P</p>	<p>-</p>	
 <p>MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	<p>MF / B</p>	<p>MF / R</p>	<p>MF / P</p>	<p>MF / MP</p>	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	<p>-</p>	<p>IF / R</p>	<p>IF / P</p>	<p>IF / MP</p>	
 <p>TRITURADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, MAS ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (RQD = 0%)</p>	<p>-</p>	<p>-</p>	<p>T / P</p>	<p>T / MP</p>	

Fuente: Compañía minera PGM SAC.

Figura 5.2: Tabla geomecánica de CIA Minera PGM SAC.



Fuente: Compañía minera PGM SAC.

Plano 5.1: Plano geomecánico de la Galería Nv.4790.

5.3. ANTECEDENTES

5.3.1. Parámetros de diseño de Galería Nv.4790

Con la finalidad de seguir desarrollando la mina Huarcaya, se debe considerar las características principales de la Galería Nv.4790.

5.3.1.1. Sección

La Galería Nv.4790 es una labor principal de desarrollo con una sección de 2.20 x 2.20 m como se muestra en la Figura 5.4.

Teniendo en cuenta que el método de explotación de la mina Huarcaya es el corte y relleno ascendente convencional, se empleará:

- Lomocotora
- Carros mineros U-35 para la evacuación del material.

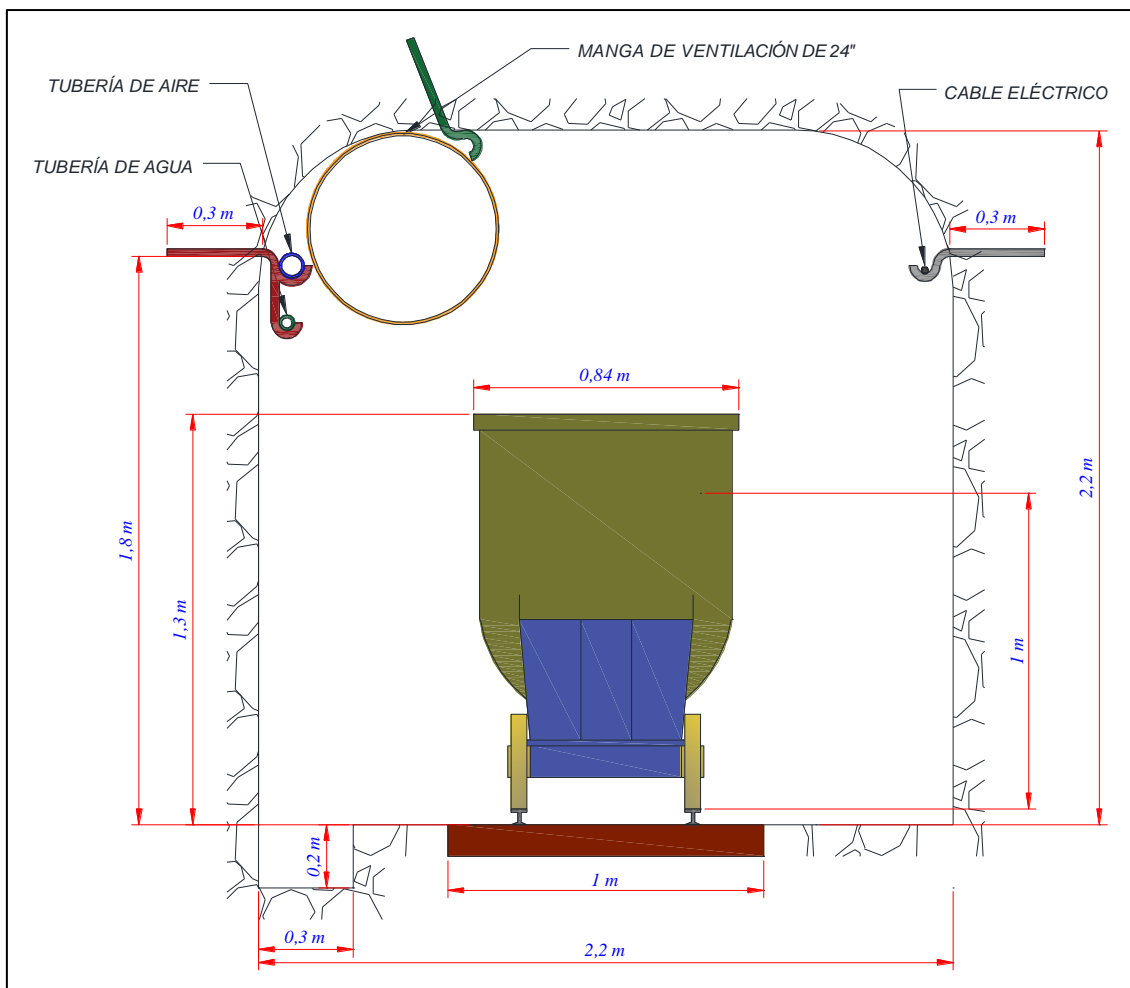
5.3.1.2. Gradiente

Se conoce como gradiente al grado de inclinación de una labor de avance y generalmente se expresa en %. Este parámetro es importante y fundamental para el traslado de mineral y desmonte y para la cuneta.

Por experiencia, se conoce que el valor de la gradiente con la cual se trabaja en galerías es de 0.5% (0.5 por ciento o 5 por mil).

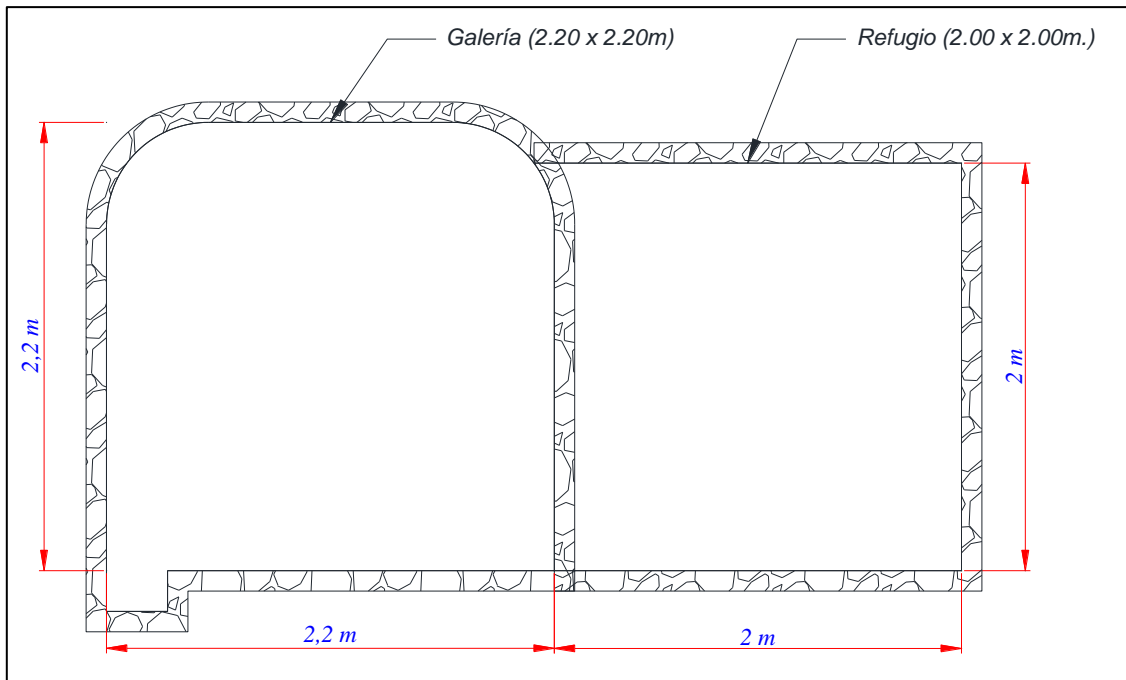
5.3.1.3. Cámaras de refugio

Según al D.S. N° 024-2016 E.M. y su modificatoria en el D.S. N°023-2017 E.M., las cámaras de refugio peatonal serán construidas a distancias no mayores de 50 m. en tramos lineales, y para tangentes cortas y curvas a no más de 30 metros. (Figura 5.5)



Fuente: Elaboración propia.

Figura 5.4: Sección de la galería Nv.4790 (2.20 x 2.20 m.)



Fuente: Elaboración propia.

Figura 5.5: Refugio peatonal (2.00 x 2.00 m.)

5.3.2. Perforación (línea base)

En la Galería Nv.4790 de la Compañía minera PGM SAC, se utiliza una malla de perforación con corte quemado y a continuación se detalla la distribución de taladros que utilizan los maestros perforistas de forma empírica (Figura 5.13) sin considerar los parámetros que determinan la cantidad, distribución y carga de la malla de perforación y voladura.

Las características que de la perforación en la Galería Nv.4790 son las siguientes:

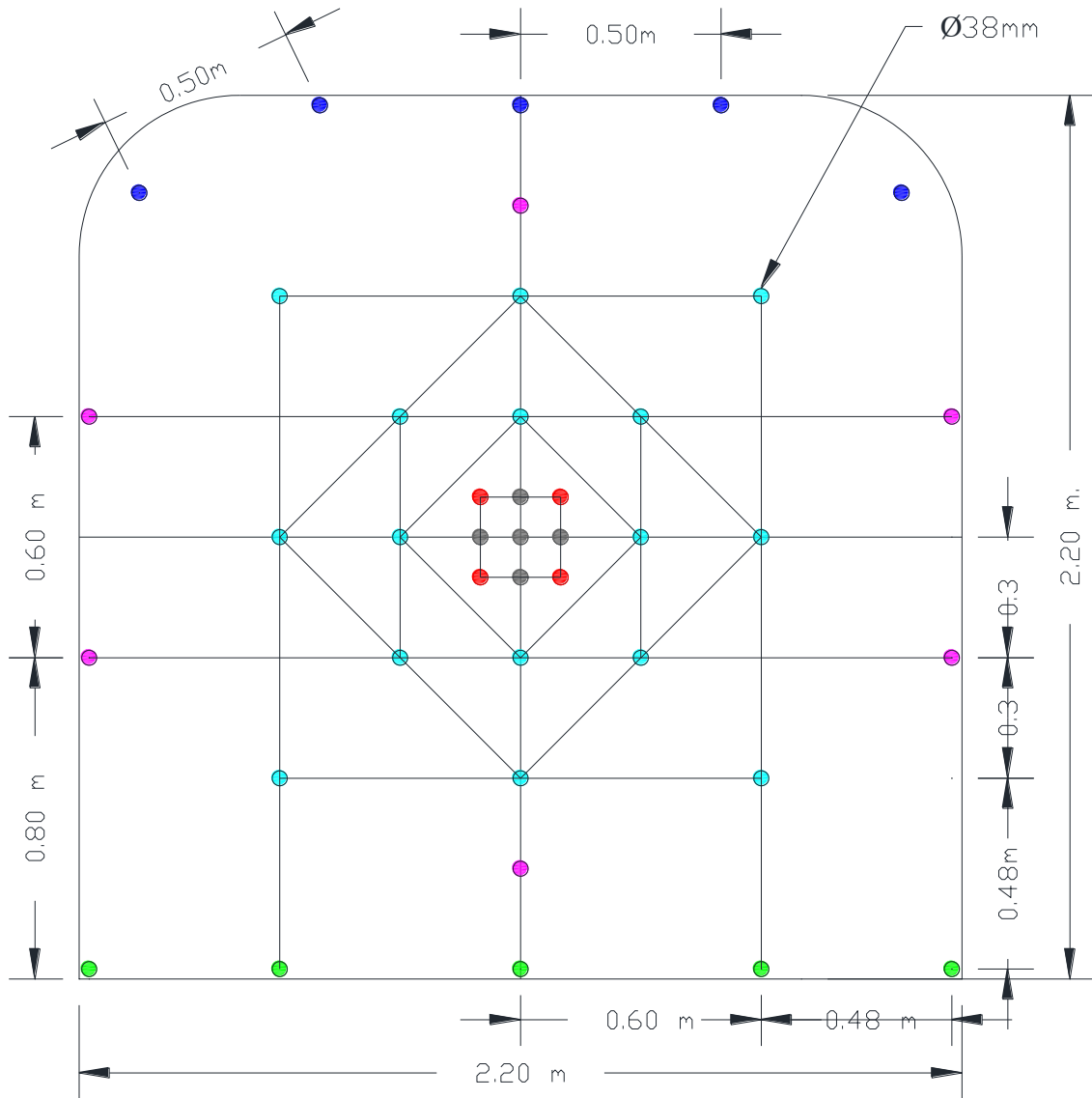
- Sección de Galería : 2.20 x 2.20 m.
- Gradiente : +0.5%
- Tipo de roca : Granodiorita alterada
- Peso específico de la roca : 2.5 TN/m³

- Longitud de perforación : 5 y 6 pies
- Máquina perforadora : Jackleg RN-250X

5.3.2.1. Malla de perforación antigua

La principal deficiencia en de la malla de perforación es que no se consideró las características geomecánicas de la zona donde se ubica la galería.

La malla de perforación se hacía con la distribución que se muestra a continuación en la Figura 5.6. y sus datos técnicos en la Tabla 5.1.



●	Taladro de Alivio	= 05
●	Arranque	= 04
●	Ayudas	= 16
●	Cuadradores	= 06
●	Alzas	= 05
●	Arrastres	= 05
	TOTAL	= 41 talad.

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.6: Malla de perforación de anterior antigua (2.20 x 2.20 m.)

Tabla 5.1: Características de la malla de perforación antigua.

CARACTERISTICAS	CANTIDAD	UNIDAD
N° Taladros cargados	36	tal
N° Taladros alivio	5	tal
N° total de taladros	41	tal
Long. Barrenado (6ft)	1.8	m
Tiempo de perforación	3h 45min	horas
Avance por disparo	1.4	m/disparo
Long. Perf. Efectiva	1.7	m/taladro
Metros perforados	69.7	m
Pies perforados	228.7	pies

Fuente: Compañía minera PGM SAC.

Durante los meses de agosto a diciembre del 2020 se analizaron la eficiencia de los disparos en base al reporte de control de explosivos que se muestran en las Figuras 5.7 y 5.8. Asimismo, se analizó el porcentaje de cumplimiento de los programas de avances mensuales como se ve desde la Figura 5.9 a la Figura 5.12.

5.3.2.2. Metros de avance del mes de Agosto del 2020

El control de explosivos del mes de agosto se realizó desde el 25 de Julio al 24 de Agosto en el frente de la Galería Nv.4790, con 10 mediciones, y 1 tiro soplado.

Este mes se tuvo un avance promedio de 1.48 m/ disparo.

5.3.2.3. Metros de avance del mes de Setiembre del 2020

El control de explosivos del mes de setiembre se realizó desde el 25 de agosto al 24 de setiembre en el frente de la Galería Nv.4790, con un total de 26 mediciones y 5 tiros soplados.

La eficiencia operativa en este mes bajo considerablemente y se ha tenido como avance promedio 1.33 m/disparo.

5.3.2.4. Metros de avance del mes de Octubre del 2020

En el mes de octubre se realizó las mediciones desde el 25 de setiembre al 24 de octubre en el frente de la Galería Nv.4790, con un total de 26 mediciones y 5 tiros soplados.

La eficiencia operativa en este mes bajo considerablemente y se ha tenido como avance promedio 1.39 m/disparo.

5.3.2.5. Metros de avance del mes de Noviembre del 2020

En el mes de octubre se realizó las mediciones desde el 25 de octubre al 24 de noviembre en el frente de la Galería Nv.4790, con un total de 8 mediciones y 1 tiros soplados.

La eficiencia operativa en este mes bajo considerablemente y se ha tenido como avance promedio 1.48 m/disparo.

FECHA	GRD	LABOR	ETAPA	Tipo PERF.	Tareas	N° DI	AV	SECCION	N° Tal	Long. PERF.	Metros Perforada	NITRATO Kg.	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	DINAM. 65 % 7/8" x 1	CARMEX unid.	FULMIN. Und.	GUIA SECA mts.	MECHA RAPIDA mts.	Kg. Explosivos
25-Ago	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	0.00	2.20x2.20	18	1.6	28.80	10	0	0	18	0	18	27	0	11.46
26-Ago	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	43	1.6	68.80	20	0	90	50	43	0	0	12	31.36
27-Ago	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	43	1.6	68.80	15	50	90	50	0	43	64.5	0	26.36
27-Ago	noche	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	45	1.6	72.00	15	70	70	50	0	45	67.5	0	24.74
28-Ago	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	43	1.6	68.80	20	60	80	80		43	64.5	0	32.99
28-Ago	noche	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	45	1.6	72.00	20	75	70	50	45	0	0	10	29.74
29-Ago	noche	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	58	1.6	92.80	20	70	90	50	0	58	87	0	31.36
30-Ago	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	32	1.6	51.20	20	35	60	35	32	0	0	10	27.71
31-Ago	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	43	1.6	68.80	12	50	120	50	43	0	0	10	25.80
31-Ago	noche	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	44	1.6	70.40	20	50	75	65	44	0	0	10	31.36
1-Set	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	12	1.6	19.20	20	50	80	77	45	0	0	10	32.74
2-Set	noche	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	45	1.6	72.00	20	43	50	25	45	0	0	10	26.09
3-Set	dia	Gal 4790	P/V	Desquinche	1	1	1.40	2.20x2.20	10	1.6	16.00	10	10	10	10	0	10	15	0	11.62
3-Set	noche	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	45	1.6	72.00	20	50	70	95	45	0	0	10	33.39
4-Set	dia	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	44	1.6	70.40	20	50	8	140	44	0	0	10	32.01
4-Set	dia	Gal 4790	P/V	Desquinche	1	1	1.43	2.20x2.20	10	1.6	16.00	3	10	10	15	0	10	15	0	5.03
6-Set	noche	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.30	2.20x2.20	45	1.6	72.00	20	30	60	80	45	0	0	10	31.36
7-Set	N	Gal 4790-575	P/V	Desquinche	1	1	0.00	2.20x2.20	18	1.6	28.80	15	8	25	36	18	0	0	5	19.95
8-Set	D	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	0.00	2.20x2.20	48	1.6	76.80	20	50	60	90	45	0	0	10	32.18
9-Set	D	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	0.00	2.20x2.20	48	1.2	57.60	20	30	0	154	45	0	0	12	32.50
10-Set	D	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	0.80	2.20x2.20	48	1.6	76.80	20	40	40	78	45	0	0	12	29.58
10-Set	N	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	43	1.6	68.80	20	40	60	90	40	0	0	12	32.18
11-Set	D	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	1.35	2.20x2.20	48	1.6	76.80	20	0	30	154	45	0	0	12	34.94
12-Set	D	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	1.42	2.20x2.20	48	1.6	76.80	20	0	30	130	0	45	67.5	0	32.99
12-Set	N	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	1.03	2.20x2.20	43	1.6	42.00	20	40	60	140	40	0	0	12	23.12
13-Set	D	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	1.45	2.20x2.20	48	1.6	34.50	20	0	30	150	45	0	0	12	18.90
14-Set	N	Gal 4790-575	P/V	Desquinche	1	1	0.00	2.20x2.20	12	1.5	18.00	15	0	0	45	12	0	0	5	18.65
15-Set	N	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	43	1.5	64.50	20	40	50	80	38	0	0	10	30.55
16-Set	D	Gal 4790-575	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	48	1.5	0.00	20	10	30	120	45	0	0	10	32.18
16-Set	N	Gal 4790-575	P/V	Desquinche	1	1	0.00	2.20x2.20	11	1.2	0.00	10	0	20	40	11	0	0	7	14.87

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.7: Reporte de control de explosivos de los meses de agosto a setiembre del 2020.

FECHA	GRD	LABOR	ETAPA	Tipo PERF.	Tareas	N° DIAS	AV	SECCION	N° Tal	Long. PER	Metros Perforada	NITRATO Kg.	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	DINAM. 65 % 7/8" x 1'	CARMEX unid.	FULMIN. Und.	GUIA SECA mts.	MECHA RAPIDA mts.	Kg. Explosivos
25-Set	D	Gal 4790	P/V	Desquinche	1	1	0.00	2.20x2.20	20	1.8	36.00	20	0	0	40	20	0	0	12	23.25
25-Set	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.55	2.20x2.20	50	1.8	90.00	20	0	75	120	48	0	0	12	35.83
26-Set	D	Gal 4790	P/V	Desquinche	1	1	0.00	2.20x2.20	38	1.8	68.40	15	0	35	70	35	0	0	12	23.52
26-Set	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.60	2.20x2.20	85	1.8	153.00	30	45	60	210	81	0	0	20	51.92
28-Set	D	Gal 4790	P/V	Desquinche	1	1	0.00	2.20x2.20	8	1.8	14.40	10	0	30	27	0	8	12	0	14.63
28-Set	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.55	2.20x2.20	46	1.8	82.80	20	0	30	120	43	0	0	12	32.18
29-Set	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.34	2.20x2.20	40	1.8	72.00	22	35	40	120	39	0	0	10	34.99
30-Set	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	42	1.8	75.60	20	40	40	100	41	0	0	10	31.36
30-Set	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.33	2.20x2.20	43	1.8	77.40	20	40	40	120	40	0	0	10	32.99
1-Oct	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.34	2.20x2.20	40	1.8	72.00	20	40	40	110	40	0	0	10	32.18
2-Oct	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.35	2.20x2.20	41	1.8	73.80	20	40	60	120	45	0	0	12	34.61
2-Oct	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.40	2.20x2.20	45	1.8	81.00	6	6	6	6	0	6	9	0	6.97
2-Oct	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.00	2.20x2.20	46	1.8	82.80	20	40	45	115	45	0	0	12	32.99
3-Oct	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.33	2.20x2.20	40	1.8	72.00	18	55	75	120	47	0	0	12	33.83
26-Oct	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.45	2.20x2.20	43	1.8	77.40	20	0	0	160	42	0	0	10	32.99
29-Oct	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.45	2.20x2.20	40	1.8	72.00	22	0	0	150	50	0	0	10	34.18
30-Oct	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.55	2.20x2.20	48	1.8	86.40	21	40	40	120	43	0	0	10	33.99
30-Oct	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	41	1.8	73.80	20	45	45	120	43	0	0	10	33.39
31-Oct	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.55	2.20x2.20	42	1.8	75.60	22	40	60	120	44	0	0	10	36.61
1-Nov	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.43	2.20x2.20	43	1.8	77.40	20	40	45	130	46	0	0	10	34.20
5-Nov	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	43	1.8	77.40	18	40	60	120	45	0	0	10	32.61
5-Nov	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.55	2.20x2.20	40	1.8	72.00	20	45	45	120	43	0	0	10	33.39
6-Nov	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.50	2.20x2.20	42	1.8	75.60	22	45	45	120	45	0	0	12	35.39
15-Nov	D	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.45	2.20x2.20	43	1.8	77.40	23	0	100	120	45	0	0	12	40.36
21-Nov	N	Gal 4790	P/V	Frente	1	1	1.45	2.20x2.20	45	1.8	81.00	27	0	150	130	70	0	0	10	49.73

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.8: Reporte de control de explosivos de los meses de setiembre y noviembre del 2020.

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	PROGRAMA (m)
Blanca	1	Gal 4860	DEH	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	54.40
Blanca	2	Ch 675	DPV	Ch	Permanente	1.00	MINSUB	30.80
Blanca	2	S/N 675	PH	S/N	Temporal	1.00	MINSUB	39.20
Blanca	2	S/N 225	PH	S/N	Temporal	1.00	MINSUB	7.20
Total general								124.40

OBSERVACION

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	EJECUTADO (m)	S1	S2	S3	S4
Blanca	1	Gal 4860	DEH	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	41.98	11.60	18.80	11.58	0.00
Blanca	2	Ch 675	DPV	Ch	Permanente	1.00	MINSUB	38.20	0.00	17.05	10.70	10.45
Blanca	2	S/N 675	PH	S/N	Temporal	1.00	MINSUB	36.20	5.50	17.55	13.15	0.00
Blanca	2	S/N 225	PH	S/N	Temporal	1.00	MINSUB	5.83	5.83	0.00	0.00	0.00
Blanca	2	Ch 575	DPV	Ch	Temporal	1.00	MINSUB	14.50	0.00	0.00	3.05	11.45
Blanca	2	Gal 4790	DEH	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	22.00	0.00	0.00	2.84	19.16
Total general								158.71	22.93	53.40	41.32	41.06

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.9: Control de avances (Programado / Ejecutado) agosto 2020.

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	PROGRAMA (m)
Blanca	1	Gal 4860	DEH	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	50.00
Blanca	2	Gal 4790	DEH	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	80.00
Blanca	2	CH 575	DPV	Ch	Temporal	1.00	MINSUB	3.00
Blanca	2	CH 350	DPV	Ch	Temporal	1.00	MINSUB	20.00
Total general								153.00

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	EJECUTADO (m)	S1	S2	S3	S4
Blanca	1	Gal 4860	DEH	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	33.00	0.00	14.75	13.55	4.70
Blanca	2	Gal 4790	DEH	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	39.00	14.85	7.20	7.45	9.50
Blanca	2	CH 575	DPV	Ch	Temporal	1.00	MINSUB	6.00	0.00	0.00	0.00	6.00
Blanca	2	CH 350	DPV	Ch	Temporal	1.00	MINSUB	6.00	0.00	0.00	6.00	0.00
Total general								84.00	14.85	21.95	27.00	20.20

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.10: Control de avances (Programado / Ejecutado) Setiembre 2020.

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	SECCION	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	PROGRAMA (m)
Blanca	1	GaI 4860	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	60.00
Blanca	2	GaI 4790	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	30.00
Blanca	2	GAL 575	PH		S/N	Permanente	1.00	MINSUB	20.00
Blanca	2	S/N 575	PH		S/N	Permanente	1.00	MINSUB	6.00
Blanca	2	S/N 225	PH		S/N	temporal	1.00	MINSUB	6.00
Total general									122.00

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	SECCION	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	EJECUTADO (m)	S1	S2	S3	S4
Blanca	1	GaI 4860	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	47.10	14.09	9.62	9.32	14.07
Blanca	2	GaI 4790	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	13.35	6.05	4.65	0.00	2.65
Blanca	2	GAL 575	PH		GAL	Permanente	1.00	MINSUB	21.35	3.40	5.80	5.90	6.25
Blanca	2	S/N 575	PH		CH	temporal	1.00	MINSUB	13.95	0.00	0.00	0.00	13.95
Blanca	2	S/N 225	PH		S/N	temporal	1.00	MINSUB	5.25	0.00	3.95	1.30	0.00
Total general									101.00	23.54	24.02	16.52	36.92

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.11: Control de avances (Programado / Ejecutado) noviembre 2020.

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	SECCION	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	PROGRAMA (m)
Blanca	1	Gal 4860	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	40.00
Blanca	2	Gal 4790	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	50.00
Blanca	2	CH 675	DEV		Ch	Permanente	1.00	MINSUB	20.00
Blanca	2	S/N 225	PH		S/N	Temporal	1.00	MINSUB	10.00
Blanca	2								
Total general									120.00

TIPO	Avance
------	--------

Veta	NIVEL	LABOR	FASE	SECCION	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	EJECUTADO (m)	S1	S2	S3	S4
Blanca	1	Gal 4860	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Blanca	2	Gal 4790	DEH		Ga	Permanente	1.00	MINSUB	45.10	15.05	4.10	12.00	13.95
Blanca	2	CH 675	DEV		Ch	Permanente	1.00	MINSUB	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Blanca	2	S/N 225	PH		S/N	Temporal	1.00	MINSUB	2.35	0.00	2.35	0.00	0.00
Blanca	2								0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Total general									47.45	15.05	6.45	12.00	13.95

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.12: Control de avances (Programado / Ejecutado) de Diciembre del 2020.

5.3.2.6. Errores en la perforación

De acuerdo a la tabla de características de perforación se puede observar la deficiencia que existe, siendo las causas principales:

- Falta de paralelismo entre los taladros.

Principalmente cuando ocurre estas desviaciones en los taladros de arranque la probabilidad que el tiro falle, es muy alta y cuando las desviaciones se encuentran en los taladros cuadradores, corona o arrastre se obtiene como resultado una sección irregular y con bolones en algunas zonas.

- Asimetría en el espaciamiento entre taladros.

Este error que se comete frecuentemente por la falta de experiencia del maestro, provoca la conminación de la roca caracterizado por fragmento gruesos y muchas veces el explosivo se sopla al momento del disparo.

- Longitud irregular de taladros.

Cuando los taladros son perforados con distintas longitudes se provoca que la nueva se irregular y esto influye a su vez en el avance lineal dado que se necesitará igualar en el próximo ciclo.

- Excesiva carga explosiva.

Este error es identificado por la excesiva fragmentación y sobrerotura, por lo cual el perfilamiento de la sección es de forma irregular. Este error se analiza con el control de salidas de explosivos por labores y por la presencia de restos de explosivos después del disparo.

- Falta de capacitación del personal

Se ha dejado de lado las capacitaciones técnicas constantes al personal en temas prácticos como perforación, voladura, servicios auxiliares, ventilación, etc.

A causa de estos errores, la eficiencia y rendimiento de la perforación y voladura en la Galería Nv.4790 es muy baja.

5.3.3. Voladura y factor de carga

A partir del registro de disparos en la Galería Nv.4790, se usan los siguientes datos para poder determinar el factor de carga:

Número de taladros	: 42 tal
Taladros cargados	: 38 tal
Taladros de alivio	: 4 tal
Cartuchos por taladro	:7 cartuchos

5.3.3.1. Tonelaje roto

Según el manual práctico de EXSA:

$$\mathbf{Tonelaje\ Roto = V \times \rho}$$

$$Tonelaje\ Roto = (2.20 \times 2.20 \times 1.37) \times 2.5$$

$$Tonelaje\ Roto = 16.58\ TM$$

5.3.3.2. Factor de carga

Según el manual práctico de EXSA:

$$F.C. = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Volumen roto}}$$

$$F.C. = \frac{(38 \text{ tal} \times 7 \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \times 0.081 \frac{\text{kg}}{\text{cart}})}{(2.20 \times 2.20 \times 1.37)}$$

$$F.C. = 3.25 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

5.3.3.3. Factor de carga lineal

Según el manual práctico de EXSA:

$$F.C. \text{ lineal} = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Avance Real}}$$

$$F.C. \text{ lineal} = \frac{(38 \text{ tal} \times 7 \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \times 0.081 \frac{\text{kg}}{\text{cart}})}{1.37 \text{ m}}$$

$$F.C. \text{ lineal} = 15.73 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

5.3.3.4. Factor de potencia

Según el manual práctico de EXSA:

$$F.P. = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Tonelaje roto}}$$

$$F.P. = \frac{(38 \text{ tal} \times 7 \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \times 0.081 \frac{\text{kg}}{\text{cart}})}{16.57 \text{ TM}}$$

$$F.P. = 1.30 \frac{\text{kg}}{\text{TM}}$$

5.3.3.5. Eficiencia de voladura

Según el manual práctico de EXSA:

$$\text{Eficiencia Voladura} = \frac{\text{Avance real}}{\text{Longitud de taladro}} * 100\%$$

$$Eficiencia\ Voladura = \frac{1.37}{1.80} * 100\%$$

$$Eficiencia\ Voladura = 76.11\%$$

5.3.4. Rendimiento y performance operativa

Los indicadores de rendimiento se basan en el análisis de datos obtenidos en campo:

- Control de explosivos por disparo de la galería Nv.4790
- Control del plan de avances (programado – ejecutado)

Después del cálculo de estos indicadores, se obtienen sus resultados que son mostrados en la Tabla 5.2.

Tabla 5.2: Parámetros e indicadores con malla de perforación y voladura antigua.

DESCRIPCION	UNIDAD
Avance lineal (Rendimiento promedio)	1.37 m/disparo
Cantidad de explosivo	21.55 kg
Volumen roto	6.63 m ³
Tonelaje roto	16.58 TM
Factor de carga	3.25 kg/m ³
Factor de carga lineal	15.73 kg/m
Factor de Potencia	1.30 kg/TM
Eficiencia de voladura	76.11%

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

5.3.5. Costos de perforación y voladura anterior.

5.3.5.1. Costo de mano de obra

El costo de la mano de obra se calcula de acuerdo al cargo del personal directamente involucrado en la operación por tarea como se muestra en la Figura 5.13.

Asimismo, se debe tomar en cuenta los beneficios sociales (BB.SS) que se le asigna al personal es de 105.04%

Personal	Básico		Leyes Sociales	Total Costo por Tarea		EPP	Herram
	S/.	US\$	US\$	US\$	S/.	US\$	US\$
Maestro Perforista	60.00	18.1818	19.0983	37.2800	123.0240	1.0898	0.8429
Maestro Enmaderador	60.00	18.1818	19.0983	37.2800	123.0240	0.9662	0.8579
Maestro Tubero-Carrilano	60.00	18.1818	19.0983	37.2800	123.0240	0.9662	0.9460
Palero	60.00	18.1818	19.0983	37.2800	123.0240	0.9662	0.8429
Maestro Winchero	60.00	18.1818	19.0983	37.2800	123.0240	0.9662	0.8429
Maestro Motorista	60.00	18.1818	19.0983	37.2800	123.0240	0.9662	0.4924
Ayud. Perforista	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	1.0898	0.8429
Ayud. Enmaderador	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	0.8579
Ayud. Motorista	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	0.4924
Ayud. Palero	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	0.8429
Ayud. Winchero	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	0.8429
Ayud. Tubero-Carrilano	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	0.9460
Peón	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	0.4924
Carrero	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	0.4924
Peón para Limpieza Carretilla	50.00	15.1515	15.9153	31.0700	102.5310	0.9662	1.7228

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.13: Costo de mano de obra directa por tarea.

Por otro lado, se calcula también los sueldos del personal administrativo, desde gerencia, residentes, asistentes, capataces, administrativos, etc. (Figura 5.14)

CONCEPTO	Sueldo	Cantidad	Básico (S/.)	Asign. Familiar	Jornal (S/.)	Jornal (US \$)	Jornal + BB.SS (S/.)	Jornal + BB.SS (US \$)	Total S/.
Gerencia de Operaciones	5000.0	1.0	166.7	3.1	169.8	51.4	283.5	85.9	S/8,505.3
Ing. Residente	4000.0	1.0	133.3	3.1	136.4	41.3	227.8	69.0	S/6,835.3
Ing. Asistente	3000.0	1.0	100.0	3.1	103.1	31.2	172.2	52.2	S/5,165.3
Capataz	2100.0	2.0	70.0	3.1	73.1	22.2	149.9	45.4	S/8,993.1
Adm. / Log.	1500.0	1.0	50.0	3.1	53.1	16.1	88.7	26.9	S/2,660.3
Asist. Adm. / Log.	1500.0	1.0	50.0	3.1	53.1	16.1	88.7	26.9	S/2,660.3
Contador	1500.0	1.0	50.0	3.1	53.1	16.1	88.7	26.9	S/2,660.3
Otros - Oficina	3000.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	S/3,000.0

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.14: Costo de planilla administrativa.

5.3.5.2. Costo de Implementos de Seguridad

A. Para perforista y ayudante perforista (Personal operativo en agua)

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Util Tareas	Costo por Tarea	
				US \$	S/.
Saco de Jebe	1	7.22	120	0.0602	0.1986
Pantalón de Jebe	1	7.16	120	0.0597	0.1969
Botas de Jebe	1	12.66	90	0.1407	0.4642
Guantes de Neoprene de 14"	1	3.48	30	0.1160	0.3828
Mameluco de Color Azul	1	15.45	180	0.0858	0.2833
Casco Minero Tipo Sombrero	1	12.50	360	0.0347	0.1146
Barbiuqejo Elástico MSA	1	1.67	90	0.0186	0.0612
Respirador contra Gases	1	21.73	180	0.1207	0.3984
Cartucho Para Respirador Comfo Contra G	1	4.61	25	0.1844	0.6085
Correa de Seguridad con Portalámpara	1	2.75	360	0.0076	0.0252
Tapón de Oído	1	6.78	30	0.2260	0.7458
Lentes de Seguridad	1	6.71	180	0.0373	0.1230
COSTOS DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD (US\$/TAREA)				1.0917	3.6024

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.15: Costo de implementos de seguridad del personal operativo en agua.

B. Para el resto de trabajadores (Personal operativo normal)

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Util Tareas	Costo por Tarea	
				US \$	S/.
Botas de Jebe	1	12.66	90	0.1407	0.4642
Guantes de Neoprene de 14"	1	3.48	30	0.1160	0.3828
Mameluco de Color Azul	1	15.45	180	0.0858	0.2833
Casco Minero Tipo Sombrero	1	12.50	360	0.0347	0.1146
Barbiuqejo Elástico MSA	1	1.67	90	0.0186	0.0612
Respirador contra Gases	1	21.73	180	0.1207	0.3984
Cartucho Para Respirador Comfo Contra G	1	4.61	25	0.1844	0.6085
Correa de Seguridad con Portalámpara	1	2.75	360	0.0076	0.0252
Tapón de Oído	1	6.78	30	0.2260	0.7458
Lentes de Seguridad	1	6.71	180	0.0373	0.1230
COSTOS DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD (US\$/TAREA)				0.9718	3.2070

Fuente: Compañía minera PGM SAC

Figura 5.16: Costo de implementos de seguridad del personal operativo normal.

5.3.5.3. Costos de Materiales y herramientas

A. Para perforista, palero, winchero y ayudantes

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Util Tareas	Costo por Tarea US \$	S/.
Atacador	1	3.18	60	0.0530	0.1749
Barretilla	2	25.09	180	0.2788	0.9200
Comba de 6 lb	1	6.00	90	0.0667	0.2200
Cucharilla	1	2.12	200	0.0106	0.0350
Flexometro Metálicos de 3m	1	1.83	60	0.0305	0.1007
LLave Francesa # 14	1	26.82	540	0.0497	0.1639
Llave Stilson de # 14	1	23.05	540	0.0427	0.1409
Lampa Minera Tipo Cuchara	1	6.25	90	0.0694	0.2292
Pico de acero de dos puntas	1	6.03	90	0.0670	0.2211
Sacabarreno	1	2.12	200	0.0106	0.0350
Soplete para Taladros	1	9.55	300	0.0318	0.1051
Otros 15 % del total				0.1066	0.3518
COSTO DE HERRAMIENTAS (US\$/TAREA)				0.8174	2.6974

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.17: Costo de materiales y herramientas para perforistas y ayudantes.

B. Para enmaderador y ayudante enmaderador

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Util Tareas	Costo por Tarea US \$	S/.
Azuela de Acero de 4 libras	1	8.98	90	0.0998	0.3292
Barretilla	2	25.88	180	0.2875	0.9489
Comba de 6 lb	1	6.18	90	0.0687	0.2268
Corvina Trozadora de 36"	1	35.09	360	0.0975	0.3216
Flexometro Metálicos de 3m	1	1.89	60	0.0314	0.1038
Lampa Minera Tipo Cuchara	1	6.44	90	0.0716	0.2361
Pico de acero de dos puntas	1	6.22	90	0.0691	0.2280
Pata de cabra	1	7.34	360	0.0204	0.0673
Otros 15 % del total				0.1119	0.3693
COSTO DE HERRAMIENTAS (US\$/TAREA)				0.8579	2.8310

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.18: Costo de materiales y herramientas para enmaderadores.

C. Para tubero-carrilano y ayudante de tubero-carrilano

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Util Tareas	Costo por Tarea US \$	S/.
Barretilla	2	25.88	180	0.2875	0.9489
Comba de 12 lb	1	11.89	90	0.1322	0.4361
LLave Francesa # 14	1	27.66	540	0.0512	0.1690
LLave Francesa # 18	1	47.58	540	0.0881	0.2908
Llave Stilson de # 14	1	23.77	540	0.0440	0.1452
Llave Stilson # 18	1	31.58	540	0.0585	0.1930
Lampa Minera Tipo Cuchara	1	6.44	90	0.0716	0.2361
Pico de acero de dos puntas	1	6.22	90	0.0691	0.2280
Pata de cabra	1	7.34	360	0.0204	0.0673
Otros 15 % del total				0.1234	0.4072
COSTO DE HERRAMIENTAS (US\$/TAREA)				0.9460	

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.19: Costo de materiales y herramientas para tuberos-carrilanos.

D. Para peones en limpieza con carretilla

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Util Tareas	Costo por Tarea US \$	S/.
Barretilla	2	25.88	180	0.2875	0.9489
Carretilla Bugui (4 p3)	1	64.20	60	1.0699	3.5307
Lampa Minera Tipo Cuchara	1	6.44	90	0.0716	0.2361
Pico de acero de dos puntas	1	6.22	90	0.0691	0.2280
Otros 15 % del total				0.2247	0.7416
COSTO DE HERRAMIENTAS (US\$/TAREA)				1.7228	5.6854

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.20: Costo de materiales y herramientas para peones de limpieza.

E. Para motorista, ayudantes, peones y otros

DESCRIPCION	Cantidad	P.U. US \$	Vida Util Tareas	Costo por Tarea US \$	S/.
Barretilla	2	25.88	180	0.2875	0.9489
Lampa Minera Tipo Cuchara	1	6.44	90	0.0716	0.2361
Pico de acero de dos puntas	1	6.22	90	0.0691	0.2280
Otros 15 % del total				0.0642	0.2120
COSTO DE HERRAMIENTAS (US\$/TAREA)				0.4924	1.6250

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.21: Costo de materiales y herramientas para motoristas y ayudantes.

5.3.5.4. Costos Equipos de contrata

Item	Equipo	Cantidad	US \$	US \$ _Total
1.00	Compresora 375 CFM	1.0	22,500.0	22,500.0
2.00	Compresora 250 CFM	1.0	16,500.0	16,500.0
3.00	Generador Electrico - 60	1.0	8,500.0	8,500.0
4.00	Jackleg Neumatica_RNP	4.0	5,000.0	20,000.0
5.00	Pala Neumatica 12 B	1.0	15,000.0	15,000.0
6.00	Retroexcavadora	1.0	15,000.0	15,000.0
7.00	Camioneta Mina	1.0	7,000.0	7,000.0
8.00	Camioneta Mina_Alquilac	1.0		-
9.00	Campamento Mina	1.0	6,000.0	6,000.0
10.00	Packsa	1.0	18,000.0	18,000.0
11.00	Pulverizadora	1.0		-
12.00	Carro Minero 220	4.0	1,200.0	4,800.0
13.00	Carro Minero 1.5 TN	8.0	1,500.0	12,000.0
14.00	Locomotora 1.7 TN	1.0	35,000.0	35,000.0
15.00	Pala Neumatica 25 B	1.0	15,000.0	15,000.0
16.00	Electrobomba 0.5 HP	1.0		-
17.00	Pulmon de Aire	1.0	1,500.0	1,500.0
18.00	Vnetilador 5000 CFM	2.0		-

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.22: Costo de equipos de contrata.

5.3.5.5. Costos de explosivos

CODIGO	DESCRIPCION	S/.	UND
04-10-00400-9	DINAMITA SEMEXA AL 45% DE 7/8" X 7". (1 CAJA=25 KG)	0.5226	CAR
04-10-00410-7	DINAMITA SEMEXA AL 65% DE 7/8" X 7". (1 CAJA=25 KG)	1.0000	CAR
04-10-00590-8	DINAMITA EXADIT AL 65% DE 7/8" X 7" (1 CAJA=25 KG)	0.4930	CAR
04-10-00616-5	EXSACORTE 7/8" X 28" (C/U 25 KG)	4.9739	CAR
04-10-00700-0	GELATINA ESPECIAL AL 75% DE 7/8" X 7". (1 CAJA=25	0.7120	CAR
04-20-00090-6	DINAMITA EXADIT AL 45% DE 7/8" X 7" (1 CAJA = 25 KG)	0.4322	CAR
04-20-00100-1	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 1. (CAJA X 150 PZA)	4.0370	PZA
04-20-00102-9	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 2. (CAJA X 150 PZA)	4.0537	PZA
04-20-00104-7	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 3. (CAJA X 150 PZA)	4.0356	PZA
04-20-00105-6	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 5. (CAJA X 150 PZA)	4.0400	PZA
04-20-00106-5	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 4. (CAJA X 150 PZA)	4.0444	PZA
04-20-00108-3	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 6. (CAJA X 150 PZA)	3.9740	PZA
04-20-00110-9	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 7. (CAJA X 150 PZA)	4.0240	PZA
04-20-00112-7	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 8. (CAJA X 150 PZA)	4.0280	PZA
04-20-00114-5	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 9. (CAJA X 150 PZA)	4.0310	PZA
04-20-00116-3	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 10. (CAJA X 150 PZA)	4.0276	PZA
04-20-00118-1	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 11. (CAJA X 150 PZA)	3.6685	PZA
04-20-00120-7	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 13. (CAJA X 150 PZA)	3.6685	PZA
04-20-00122-5	FANEL BLANCO MICRORETARDO # 15. (CAJA X 150 PZA)	3.6685	PZA
04-20-00400-2	FANEL ROJO MICRORETARDO # 1. (CAJA X 150 PZA)	3.9100	PZA
04-20-00402-0	FANEL ROJO MICRORETARDO # 2. (CAJA X 150 PZA)	3.9233	PZA
04-20-00404-8	FANEL ROJO MICRORETARDO # 3. (CAJA X 150 PZA)	3.8950	PZA
04-20-00406-6	FANEL ROJO MICRORETARDO # 4. (CAJA X 150 PZA)	3.9200	PZA
04-20-00408-4	FANEL ROJO MICRORETARDO # 5. (CAJA X 150 PZA)	3.9118	PZA
04-20-00410-0	FANEL ROJO MICRORETARDO # 6. (CAJA X 150 PZA)	4.0129	PZA
04-20-00412-8	FANEL ROJO MICRORETARDO # 7. (CAJA X 150 PZA)	4.0492	PZA
04-20-00414-6	FANEL ROJO MICRORETARDO # 8. (CAJA X 150 PZA)	3.9200	PZA
04-20-00416-4	FANEL ROJO MICRORETARDO # 9. (CAJA X 150 PZA)	3.9130	PZA
04-20-00418-2	FANEL ROJO MICRORETARDO # 10. (CAJA X 150 PZA)	4.0159	PZA
04-20-00418-3	CARMEX 7 PIES	2.5000	UND
04-20-00600-6	FULMINANTE COMUN NO. 6. 45 MM.	0.2901	CAP
04-20-00605-1	FULMINANTE COMUN N° 8. (CAJA X 100 PZA)	1.0000	UND
04-30-00680-3	CORDON DETONANTE 3P (PENTACORD)(CAJA X 1500	0.3771	MTO
04-30-00680-4	GUIA DE SEGURIDAD. (CAJA X 1000 MTS)	0.5000	PIE

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.23: Costo de agentes y explosivos.

5.3.5.6. Estructura de precios unitarios (Línea Base)

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS DE AVANCES GALERIA DE 2.20 x 2.20 (6 PIES)

FECHA:		N° Taladros:	42	uni
PARTIDA:		N° Tal.carg.:	38	uni
EQUIPOS:	PERFORADORA JACK LEG - PALA NEUMATICA	AVANCE:	1.37	ml
SECCION:	2.20 m x 2.20 m			
NO INCLUYE:	EXPLOSIVOS			

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL US\$	TOTAL US\$/ML
1.- MANO DE OBRA								
	Maestro Perforista	1.0000	Tarea	1.00	48.93	US\$/Tarea	48.93	
	Maestro Motorista	1.0000	Tarea	1.00	48.93	US\$/Tarea	48.93	
	Ayud. Perforista	1.0000	Tarea	1.00	40.78	US\$/Tarea	40.78	
	Peón	1.0000	Tarea	1.00	40.78	US\$/Tarea	40.78	
		4.0000					179.42	130.96
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo Normal	2.0000	Tarea	1.00	0.97	US\$/Tarea	1.93	
	Personal Operativo en Agua	2.0000	Tarea	1.00	1.09	US\$/Tarea	2.18	
							4.11	3.00
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barra Cónica de 4 pies	0.29	uni	1.00	87.50	US\$/uni	25.20	
	Barra Cónica de 6 pies	0.07	uni	1.00	109.38	US\$/uni	7.88	
	Broca Descartable de 38 mm	1.26	uni	1.00	25.00	US\$/uni	31.50	
	Manguera de 1"	0.01	m	30.00	3.13	US\$/m	1.04	
	Manguera de 1/2"	0.01	m	30.00	1.56	US\$/m	0.52	
	Conexiones	0.01	uni	4.00	8.18	US\$/uni	0.36	
	Aceite	0.30	gl	1.00	6.13	US\$/gl	1.85	
	Combustible Compresora	15.00	gl	1.00	3.44	US\$/gl	51.56	
	Herramientas	1.00	Tarea	1.00	10.00	US\$/Tarea	10.00	
							129.91	94.83
4.- EQUIPOS DE CONTRATA								
	Perforadora Jack Leg	1.00	pp	252.00	0.13	US\$/pp	33.38	
	Pala Neumatica 12 B	1.00	Hr	2.50	10.00	US\$/hr	25.00	
	Compresora Neumatica	1.00	Hr	3.00	18.00	US\$/hr	54.00	
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	4.00	0.23	US\$/Tarea	0.92	
							113.30	82.70
5.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							522.05	381.06
6.- COSTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales y Administrativos	%		20%		US\$	104.41	76.21
	Imprevistos / Contingencias	%		7%		US\$	36.54	26.67
	Utilidad	%		10%		US\$	52.20	38.11
							193.16	140.99
TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/ML)							522.05	

EXPLOSIVOS

	Dinamita de 65%	1.00	uni	266.00	0.25	US\$/uni	66.50	
	Carmex	1.00	uni	38.00	0.60	US\$/m	22.80	
	Igniter cord	1.00	m	20.00	0.30	US\$/m	6.00	
							95.30	69.56

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 5.24: Estructura de precios unitarios de la Galería Nv.4790 (2.20x2.20m) – 6ft.

5.4. PROYECTO DE OPTIMIZACIÓN DE GALERÍA NV.4790

Para optimizar los costos en la etapa de perforación y voladura es necesario diseñar una malla de perforación óptima, que vaya acorde a las características geomecánicas.

Asimismo, debemos aplicar una adecuada distribución de la carga explosiva, controlando el consumo de explosivos y accesorios de voladura.

Para reducir los costos se debe aumentar el rendimiento del proceso, esto se obtiene mediante:

- Disminución en tiempos de perforación.
- Estandarización y disminución del número de taladros y carga explosiva.
- Control y disminución de accesorios de voladura
- Costo de broca por disparo
- Costo de perforadora por disparo

Cálculo los parámetros e indicadores de perforación y voladura óptimo de acuerdo a los diseños teóricos.

Con ayuda de los nuevos valores obtenidos en los cálculos teóricos, y después de las voladuras de prueba efectuadas se evaluará y compara los resultados antes y después.

5.4.1. Condiciones de campo para el diseño de malla de perforación

Se aplicaran los cálculos según las formas del método de Holmberg.

Datos de campo:

- Altura de labor : 2.20 m
- Ancho de labor : 2.20 m

- Área de frente : 4.84 m²
- Equipo de Perforación : Jackleg R-250X
- Longitud de Barreno : 8 pies (2.40 m)
- Diámetro de taladro vacío : 0.038 m
- Diámetro de taladro cargado : 0.038 m
- Diámetro de cartucho : 0.022 m (7/8")
- Longitud de cartucho : 0.18 m
- Densidad relativa de la roca : 2.5 TN/m³
- GSI : 53
- RQD : 78%
- Angulo de taladros de contorno (γ): 2°
- Error de emboquille (e) : 20 mm
- Desviación angular (α) : 10 mm/m
- Diámetro de broca (\varnothing_1) : 38mm
- Diámetro de broca rimadora(\varnothing_2) : 64 mm
- % de acoplamiento : 85%
- Eficiencia de perforación : 95%
- Tipo de Roca : III

5.4.2. Rediseño de malla de perforación

- **Longitud de avance requerido:**

Para que el avance requerido sea considerado optimo es el 95% de la longitud del barreno de perforación.

Según Roger Holmberg:

$$L = \text{Long. Barreno} * \text{Eficiencia Perforación}$$

$$L = \left(8ft \times \frac{0.3 m}{ft}\right) \times 95\%$$

$$L = 2.28 m$$

Se requiere un avance de 2.28 m. por disparo según el barreno de perforación.

- **Longitud de taladro según el diámetro equivalente**

Según Roger Holmberg:

$$L = 0.15 + 34.1\phi_3 - 39.4\phi_3^2$$

Donde:

ϕ_3 : Diámetro equivalente

$$L = 0.15 + (34.1 * (0.038)) - (39.4 * 0.038^2)$$

$$L = 1.389 m \text{ (No es suficiente)}$$

En el primer caso donde el diámetro de los taladros de alivio es igual al diámetro de los taladros de producción, se obtiene un valor de 1.389 m. que no es suficiente para alcanzar una longitud requerida de 1.71 m.

Existen dos opciones:

Perforar taladros juntos para hallar el taladro vacío equivalente.

Perforar taladros de alivio de mayor diámetro con una rimadora. (Seleccionada)

Según Roger Holmberg:

$$\phi_3 = \phi_2 * \sqrt{Nt}$$

Donde:

\emptyset_3 : diámetro vacío equivalente

\emptyset_2 : diámetro de broca rimadora (0.064 m)

Nt : Número de taladros a perforar

Reemplazando:

$$\emptyset_3 = 0.064 * \sqrt{2}$$

$$\emptyset_3 = 0.091 \text{ m}$$

Volvemos a calcular la longitud del taladro para comprobar si con dos taladros de alivio con 0.064 m de diámetro es suficiente para alcanzar el avance requerido.

$$L = 0.15 + 34.1\emptyset_3 - 39.4\emptyset_3^2$$

$$L = 0.15 + (34.1(0.091)) - (39.4 (0.091)^2)$$

$$L = 2.93 \text{ m}$$

Efectivamente, con los parámetros designados alcanzamos a cubrir el avance requerido.

- **Error de perforación (ω)**

Según Roger Holmberg:

$$\omega = (a * L) - e$$

Donde:

a : Desviación angular

e : Error de emboquille

L : Longitud de avance requerido

$$\omega = (0.01 * 2.28) - 0.02$$

$$\omega = 0.028 \text{ m}$$

- **Constante de roca (C)**

El factor “C” representa la cantidad de explosivo para mover 1m³ de roca, esto fue basado en prácticas de voladura que son determinados en base a la geometría de voladura de bancos. En cuanto a los ensayos de voladura para encontrar este valor no varían mucho y por ejemplo el factor “C” para un granito quebradizo es de 0.2 y en la práctica para todos los materiales rocosos (areniscas y granitos) varían entre 0.3 a 0.4 kg/m³. (Agreda T., 1993)

Según Roger Holmberg

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

Donde:

CE : Consumo específico de explosivo

Según la fórmula de Ashby:

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

$$CE = \frac{0.56 * 2.5 * \tan\left(\frac{53 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 78}{3.3}}}$$

$$CE = 0.422 \text{ kg/m}^3$$

Por lo tanto:

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

$$C = 0.376 \text{ kg/m}^3$$

- **Constante de roca (A)**

Usado para la predicción del grado de fragmentación

El valor de la constante de roca (A) varía desde 8 (siendo el límite inferior usado para rocas muy débiles) a 12.

Según la fórmula de Ashby:

$$A = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883(CE) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.422)^3 - 138.5(0.422)^2 + 75.883(0.422) - 4.41$$

$$A = 10.213$$

- **Índice de volabilidad de Lilly (BI)**

Según la fórmula de Lilly:

$$BI = \frac{CE}{0.004}$$

$$BI = \frac{0.422}{0.004}$$

$$BI = 105.5$$

- **Factor de energía (FE)**

Según la fórmula de Lilly:

$$FE = 30(CE)$$

$$FE = 30(0.422)$$

$$FE = 12.66 \frac{MJ}{t}$$

- **Densidad de carga en el arranque**

Según la fórmula de Ashby:

$$q_0 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B_{1max}}{\sigma_3}\right)^{1.5} * \left(B_{1max} - \frac{\phi_3}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWSanfo}\right)$$

$$q_0 = 55 * 0.038 * \left(\frac{0.1429}{0.091}\right)^{1.5} * \left(0.1429 - \frac{0.091}{2}\right) * \left(\frac{0.376}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{0.70}\right)$$

$$q_0 = 0.538 \text{ kg/m (Semigelatina 65\% RWSanfo=70\%=0.70)}$$

- **Longitud de carga**

Según manual práctico de EXSA:

$$L_c = \text{Profundidad del taladro} - \text{Longitud de taco}$$

$$L_c = 2.30 - 10 * \phi_1$$

$$L_c = 2.30 - 10 * (0.038)$$

$$L_c = 1.92 \text{ m}$$

- **Masa explosiva por taladro**

Según el Manual de EXSA:

$$Q_e = q_0 * L_c$$

$$Q_e = 0.319 * 1.92$$

$$Q_e = 0.612 \text{ kg/tal}$$

- **Número de cartuchos por taladro**

Según el Manual de EXSA:

$$Nc = \frac{Q_e}{\text{Peso Semigelatina 65\%}}$$

$$Nc = \frac{0.61}{0.086}$$

$$Nc = \frac{0.612}{0.08}$$

$$Nc = 7 \text{ cartuchos}$$

- **Grado de fragmentación**

De acuerdo al modelo de Kuz-Ram:

$$\bar{X} = A * K^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{RWS_{anfo}} \right)^{19/30}$$

Donde:

A : Factor de roca

RWSanfo: Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO (Semigelatina 65%)

K : Factor triturante (consumo específico de explosivo) kg/m³, y CE=0.422

$$\bar{X} = 10.213 * 0.422^{0.8} * 0.61^{1/6} \left(\frac{115}{70} \right)^{19/30}$$

$$\bar{X} = 6.45 \text{ cm}$$

a. Primer cuadrante

- **Burden máximo**

De acuerdo al manual práctico de EXSA:

$$B_{1max} = \frac{\pi * \phi_3}{2}$$

$$B_{1max} = \frac{\pi * 0.091}{2}$$

$$B_{1max} = 0.143 \text{ m}$$

- **Burden practico**

De acuerdo al manual práctico de EXSA:

$$B_{1p} = B_{1max} - \omega$$

$$B_{1p} = 0.14 - 0.028$$

$$B_{1p} = 0.11 \text{ m}$$

- **Ancho abertura del primer cuadrángulo**

De acuerdo al manual práctico de EXSA:

$$a_1 = \sqrt{2}(B_{1max} - \omega)$$

$$a_1 = 0.16$$

b. Segundo cuadrante

- **Burden máximo**

De acuerdo al manual práctico de EXSA:

$$B_{2max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a_1 * q_0 * RWS_{anfo}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_{2max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.16 * 0.319 * 0.70}{0.038 * 0.376}}$$

$$B_{2max} = 0.139 \text{ m}$$

- **Burden practico**

Según el manual de EXSA:

$$B_{2p} = B_{2max} - \omega$$

$$B_{2p} = 0.139 - 0.028$$

$$B_{2p} = 0.11 \text{ m}$$

- **Ancho abertura del primer cuadrángulo**

Según el manual de EXSA:

$$a_2 = \sqrt{2} \left(\frac{a_1}{2} + B_{2p} \right)$$

$$a_2 = \sqrt{2} \left(\frac{0.16}{2} + 0.11 \right)$$

$$a_2 = 0.27 \text{ m}$$

c. Tercer cuadrante

- **Burden máximo**

Según el manual de EXSA:

$$B_{3max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a_2 * q_0 * RWS_{anfo}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_{3max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.27 * 0.319 * 0.70}{0.038 * 0.376}}$$

$$B_{3max} = 0.181 \text{ m}$$

- **Burden practico**

Según el manual de EXSA:

$$B_{3p} = B_{3max} - \omega$$

$$B_{3p} = 0.181 - 0.028$$

$$B_{3p} = 0.153 \text{ m}$$

- **Ancho abertura del primer cuadrángulo**

Según el manual de EXSA:

$$a_3 = \sqrt{2} \left(\frac{a_2}{2} + B_{3p} \right)$$

$$a_3 = \sqrt{2} \left(\frac{0.27}{2} + 0.153 \right)$$

$$a_3 = 0.41 \text{ m}$$

d. Cuarto cuadrante

- **Burden máximo**

Según el manual de EXSA:

$$B_{4max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a_3 * q_0 * RWS_{anfo}}{\phi_1 * C}}$$

$$B_{4max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.41 * 0.319 * 0.70}{0.038 * 0.376}}$$

$$B_{4max} = 0.223 \text{ m}$$

- **Burden practico**

Según el manual de EXSA:

$$B_{4p} = B_{4max} - \omega$$

$$B_{4p} = 0.223 - 0.028$$

$$B_{4p} = 0.20 \text{ m}$$

- **Ancho abertura del primer cuadrángulo**

Según el manual de EXSA:

$$a_4 = \sqrt{2} \left(\frac{a_3}{2} + B_{4p} \right)$$

$$a_4 = \sqrt{2} \left(\frac{0.41}{2} + 0.20 \right)$$

$$a_4 = 0.57 \text{ m}$$

e. Cálculo de taladros de ayuda para los hastiales

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{max. ay. hast.} = 0.9 \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{anfo}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Se necesita reajustar el factor de roca "C", entonces:

$$B \leq 0.6 * L$$

$$B \leq 0.6 * 2.30$$

$$B \leq 1.38$$

De acuerdo al Manual de EXSA:

Si, $B \geq 1.4 \text{ m}$, entonces $C' = C + 0.05$

$B < 1.4 \text{ m}$, entonces $C' = C + 0.07$

El valor de C' , será:

$$C' = 0.376 + 0.07$$

$$C' = 0.45$$

Tabla 5.3: Constantes y valores de fijación (ENAEX)

DIRECCION DE SALIDA DE LOS TALADROS	FACTOR DE FIJACION	RELACION (S/B)
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25

Fuente: Manual de voladura ENAEX

Tabla 5.4: Constantes y valores de fijación (Holmberg)

DIRECCION DE SALIDA DE LOS TALADROS	FACTOR DE FIJACION	RELACION (S/B)
Para taladros de la corona	-	0.8
Para taladros de piso	-	1

Fuente: Postulado de Holmberg

Por lo tanto:

Factor de fijación (f) : 1.45

Relación (S/B) : 1.25

Reemplazando:

$$B_{max. ay. hast.} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.319 * 0.70}{0.42 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{max. ay. hast.} = 0.487 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden respecto a la sección del túnel**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{pract} = \frac{A_t - a_4}{4}$$

Donde

A_t : Ancho del frente

$$B_{pract} = \frac{2.20 - 0.57}{4}$$

$$B_{pract} = 0.41 \text{ m}$$

- **Número de taladros para ayudas de los hastiales:**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$N^\circ \text{ Taladros} = \left(\frac{A_t - a_4}{S/B} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros} = \left(\frac{2.20 - 0.57}{1.25} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros} = 4$$

- **Espaciamiento entre taladros de ayuda de hastiales**

Según el Manual de EXSA:

$$S_{tal} = \frac{a_4}{N^\circ \text{ Taladros}_{ay.hast} - 2}$$

$$S_{tal} = \frac{0.57}{4 - 2}$$

$$S_{tal} = 0.29 \text{ m}$$

f. Taladros de ayuda en la corona

Factor de fijación (f) : 1.20

Relación (S/B) : 1.25

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{max} = 0.9 \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{anfo}}{C' * f * (\frac{S}{B})}}$$

$$B_{max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.319 * 0.70}{0.45 * 1.20 * 1.25}}$$

$$B_{max} = 0.52 \text{ m}$$

- **Altura de disparo (H_{tj})**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$H_{tj} = 0.64 * (H_t - a_4)$$

Donde:

H_t : Altura del frente

a_4 : ancho de abertura del primer cuadrangulo

$$H_{tj} = 0.64 * (H_t - a_4)$$

$$H_{tj} = 0.64 * (2.20 - 0.57)$$

$$H_{tj} = 1.04 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{pract} = 0.51 * H_{tj}$$

$$B_{pract} = 0.51 * 1.04$$

$$B_{pract} = 0.53 \text{ m}$$

- **Longitud de segmento de taladros de ayuda en la corona**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$L_{segm.} = 0.6533 * A_t$$

$$L_{segm.} = 0.6533 * 2.20$$

$$L_{segm.} = 1.44 \text{ m}$$

- **Espaciamiento entre taladros**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$S_{tal} = 0.3333 * L_{segm.}$$

$$S_{tal} = 0.3333 * 1.44$$

$$S_{tal} = 0.48 \text{ m}$$

- **Numero de taladros**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$N^{\circ} \text{ Taladros} = \left(\frac{L_{\text{segm}}}{S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Taladros} = \left(\frac{1.44}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Taladros} = 3$$

g. Taladros de ayuda en el arrastre

De acuerdo al Manual de EXSA:

Factor de fijación (f) : 1.45

Relación (S/B) : 1.25

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

$$B_{\text{max}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.319 * 0.70}{0.45 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\text{max}} = 0.47 \text{ m}$$

- **Altura de disparo del tajeo (H_{tj})**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$H_{tj} = 0.36 * (H_t - a_4)$$

Donde:

H_t : Altura del frente

a_4 : ancho de abertura del primer cuadrángulo

$$H_{tj} = 0.36 * (2.20 - 0.57)$$

$$H_{tj} = 0.59 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{pract} = \frac{H_{tj}}{2}$$

$$B_{pract} = \frac{0.59}{2}$$

$$B_{pract} = 0.30 \text{ m}$$

- **Longitud de segmento de taladros de ayuda en el arrastre**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$L_{segm.} = 0.72 * A_t$$

$$L_{segm.} = 0.72 * 2.20$$

$$L_{segm.} = 1.584 \text{ m}$$

- **Espaciamiento entre taladros**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$S_{tal} = 0.3333 * L_{segm.}$$

$$S_{tal} = 0.3333 * 1.584$$

$$S_{tal} = 0.53 \text{ m}$$

- **Numero de taladros**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$N^{\circ} Tal = \left(\frac{L_{segm}}{S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal = \left(\frac{1.584}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal = 3.26$$

Nota: Se determino en campo que solo se empleará 2 taladros.

h. Taladros de los hastiales

Factor de fijación (f) : 1.45

Relación (S/B) : 1.25

- **Burden máximo**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{max} = 0.9 \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{anfo}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.319 * 0.70}{0.45 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{max} = 0.47 m$$

- **Burden práctico**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{prac} = 0.2755 * A_t \text{ (2 flancos)}$$

$$B_{prac} = 0.2755 * 2.202$$

$$B_{prac} = 0.30 m$$

- **Altura disponible para taladros en los hastiales (H_{disp})**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$H_{disp} = H_t - r$$

Donde:

H_t : Altura del frente

r : Radio

$$H_{disp} = 2.20 - 0.90$$

$$H_{disp} = 1.30$$

- **Espaciamiento entre taladros**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$S_{tal} = 0.3345 * H_{disp}$$

$$S_{tal} = 0.3345 * 1.30$$

$$S_{tal} = 0.435 \text{ m}$$

- **Numero de taladros**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$N^\circ \text{ Taladros} = \left(\frac{H_{disp}}{S/B} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros} = \left(\frac{1.30}{1.25} \right) + 2$$

$$N^\circ \text{ Taladros} = 3$$

i. Taladros de la corona

- **Espaciamiento entre taladros de corona:**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$S_{corona} = K * \phi_1$$

$$S_{corona} = 15 * 0.038$$

$$S_{corona} = 0.57 \text{ m}$$

- **Burden máximo**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \rightarrow B_{max} = \frac{S}{B}$$

$$B_{max} = \frac{0.57}{0.80}$$

$$B_{max} = 0.71 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$B_{prac.} = B_{max.} - L * \text{sen}(\gamma) - \omega$$

$$B_{prac.} = 0.71 - 2.28 * \text{sen}(3^\circ) - 0.028$$

$$B_{prac.} = 0.56 \text{ m}$$

- **Numero de taladros**

De acuerdo al Manual de EXSA:

$$N^{\circ} Tal = \left(\frac{A_t}{B_{max} * S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal = \left(\frac{2.20}{0.71 * 0.80} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal = 5 \text{ taladros}$$

j. Taladros de arrastre

Factor de fijación (f) : 1.45

Relación (S/B) : 1.00

- **Burden máximo**

Según el manual práctico de EXSA:

$$B_{max} = 0.9 \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{anf0}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.319 * 0.70}{0.45 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{max} = 0.53 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

Según el manual práctico de EXSA:

$$B_{prac.} = B_{max.} - L * \text{sen}(\gamma) - \omega$$

$$B_{prac.} = 0.53 - 2.28 * \text{sen}(3^\circ) - 0.028$$

$$\mathbf{B_{prac.} = 0.38 m}$$

- **Numero de taladros**

Según el manual práctico de EXSA:

$$N^\circ Tal = \left(\frac{A_t + 2L * \text{sen}(\gamma)}{B_{max} * S/B} \right) + 2$$

$$N^\circ Tal = \left(\frac{2.20 + 2(2.28) * \text{sen}(3^\circ)}{0.53 * 1} \right) + 2$$

$$\mathbf{N^\circ Tal = 6 tal}$$

Nota: Se determino en campo que solo se empleará 4 taladros.

- **Espaciamiento entre taladros centrales de arrastre**

Según el manual práctico de EXSA:

$$S_{tal} = \left(\frac{A_t + 2L * \text{sen}(\gamma)}{N_{tal} - 1} \right)$$

$$S_{tal} = \left(\frac{2.20 + 2(2.28) * \text{sen}(3)}{4 - 1} \right)$$

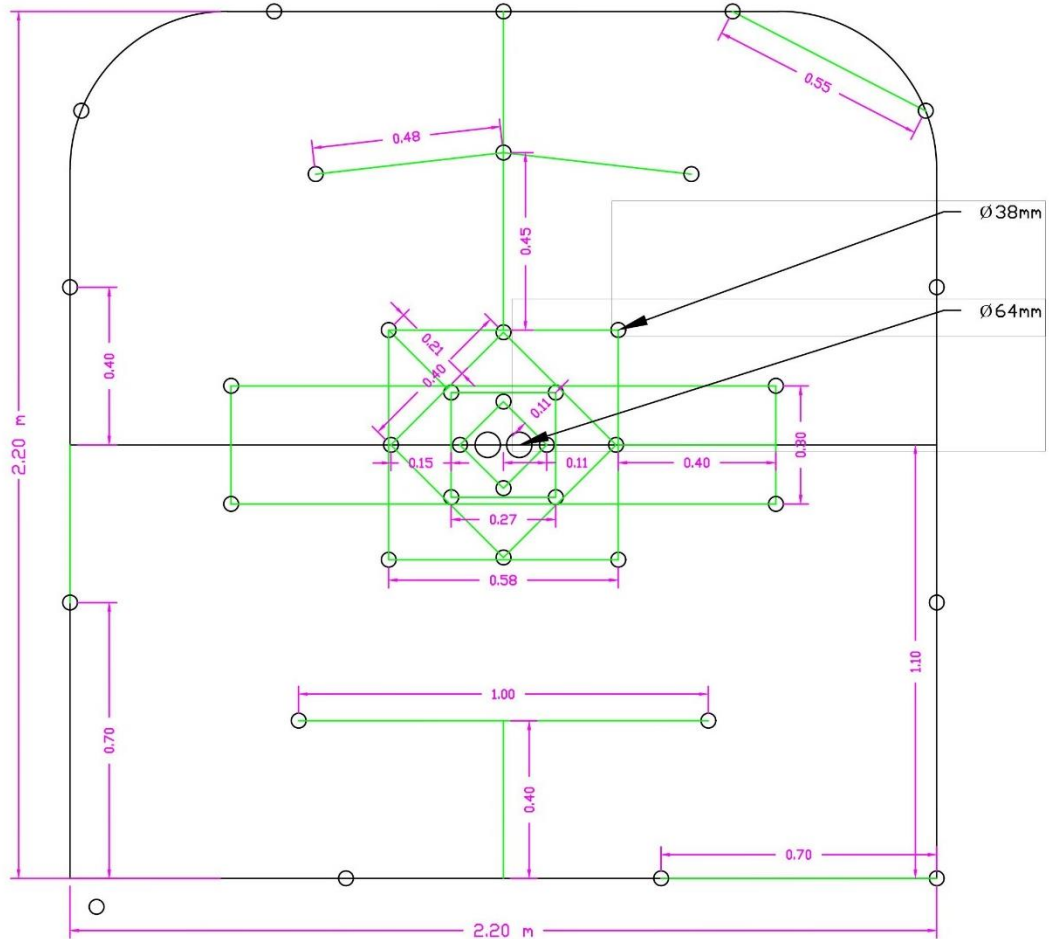
$$\mathbf{S_{tal} = 0.81 m}$$

Tabla 5.5: Parámetros geométricos de malla de perforación optimizada de la Gal Nv.4790 (Roca tipo III)

Distribución	B_{max}	B_{pract}	Ancho Abertura	N° Tal.	Espac.
	(m)	(m)	(m)	(unid)	(m)
1er Cuadrante	0.143	0.11	0.16	4	
2do Cuadrante	0.139	0.11	0.27	4	
3er Cuadrante	0.181	0.153	0.41	4	
4to Cuadrante	0.223	0.2	0.57	4	
Ayud. Hastiales	0.487	0.41		4	0.29
Ayud. Corona	0.52	0.53		3	0.48
Ayud. Arrastre	0.47	0.3		2	0.53
Hastiales	0.47	0.3		4	0.435
Corona	0.71	0.56		5	0.57
Arrastre	0.53	0.38		4	0.81

Fuente: Elaboración propia

ESTANDAR PARA MALLA DE PERFORACION
GAL. 4790 - 2.20 x 2.20 m.



LEYENDA	
○	Taladro de alivio (sin cargar)
○	Taladro de producción (cargado)
○	Taladro rimado de alivio (64mm)

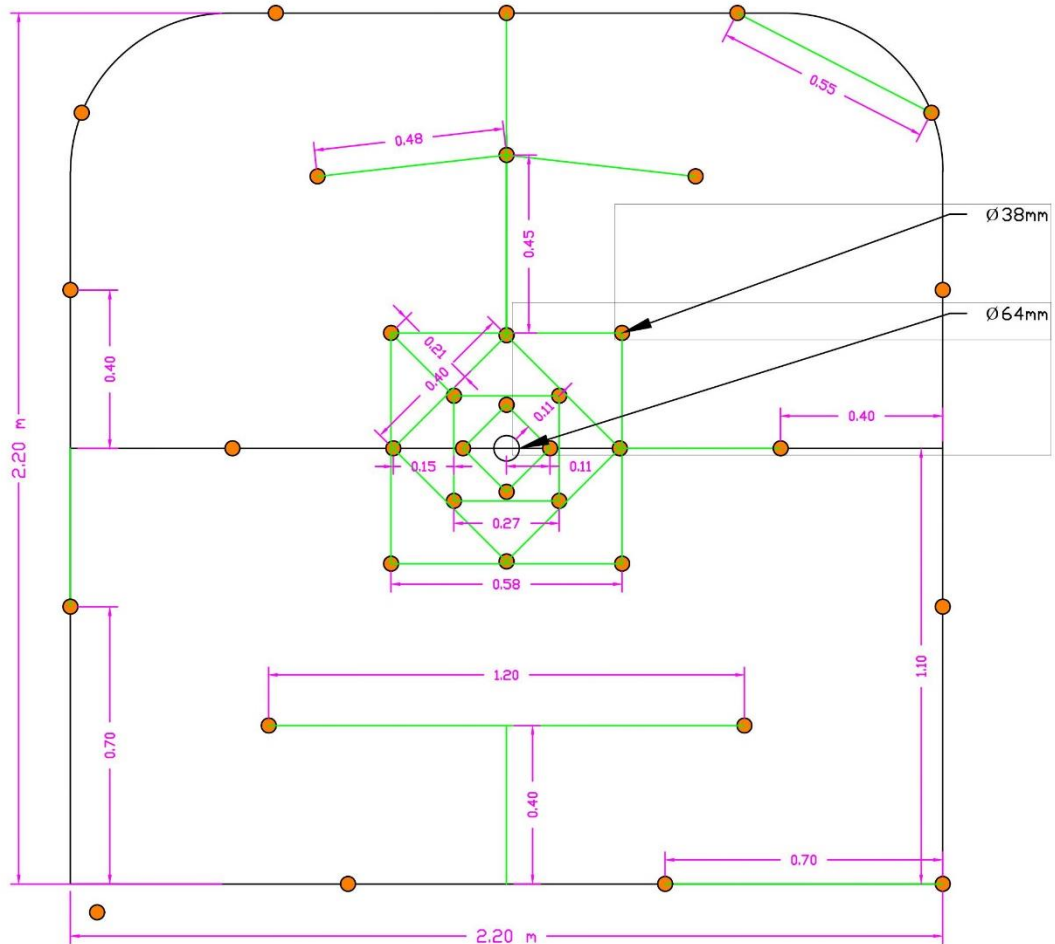
COMPAÑIA MINERA PGM S.A.C. U. M. HUARCAYA <small>AREQUIPA LA UNIÓN HUAYNACOTAS</small>	NOMBRE DE PLANO: ESTANDAR DE MALLA DE PERFORACION GAL. Nv. 4790 - ROCA TIPO III - 8 pies	ELABORADO POR: Ing. Juan Diego Duran Mendoza	ESCALA: 1 / 15	FECHA: Mayo - 2021	PLANO N°: 01
		REVISADOR POR: Ing. Julio Lanazca Talpe	T. DE HOJA: A-4		

Fuente: Elaboración Propia

Figura 5.25: Estándar de malla de perforación – Roca tipo III – 8pies.

ESTANDAR PARA MALLA DE PERFORACION

GAL. 4790 - 2.20 x 2.20 m.



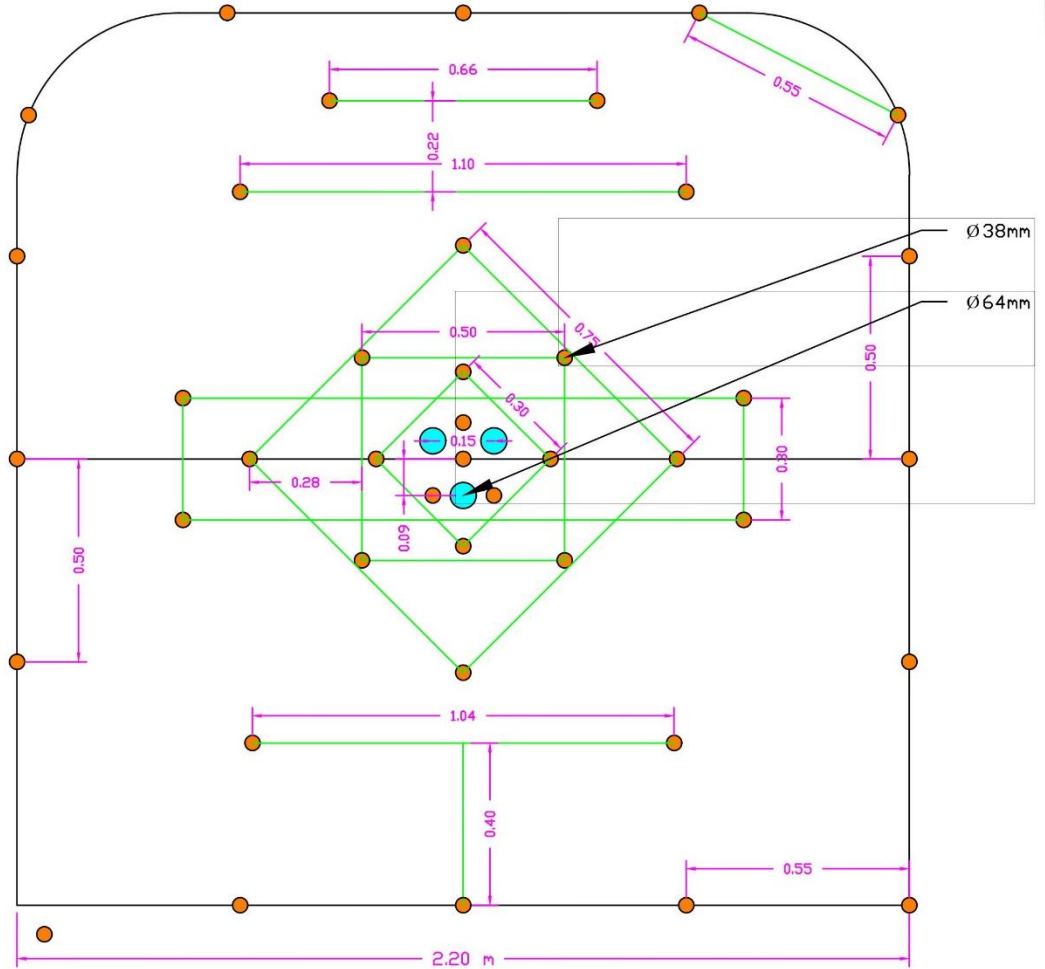
LEYENDA	
○	Taladro de alivio (sin cargar)
●	Taladro de producción (cargado)
●	Taladro rimado de alivio (64mm)

COMPAÑIA MINERA PGM S.A.C. U. M. HUARCAYA AREQUIPA LA UNIÓN HUAYNACOTAS	NOMBRE DE PLANO: ESTANDAR DE MALLA DE PERFORACION GAL. Nv. 4790 - ROCA TIPO IV - 8 pies	ELABORADO POR: Ing. Juan Diego Duran Mendoza	ESCALA: 1 / 15	FECHA: Mayo - 2021	PLANO N°: 02
		REVISADOR POR: Ing. Julio Lanazca Talpe	T. DE HOJA: A-4		

Fuente: Elaboración Propia

Figura 5.26: Estándar de malla de perforación – Roca tipo IV – 8pies.

ESTANDAR PARA MALLA DE PERFORACION
GAL 4790 - 2.20 x 2.20 m.



LEYENDA	
○	Taladro de alivio (sin cargar)
●	Taladro de producción (cargado)
●	Taladro rimado de alivio (64mm)

COMPAÑIA MINERA PGM S.A.C. U. M. HUARCAYA <small>AREQUIPA LA UNION HUAYNACOTAS</small>	NOMBRE DE PLANO: ESTANDAR DE MALLA DE PERFORACION GAL. NV. 4790 - ROCA TIPO II - 8 pies	ELABORADO POR: Ing. Juan Diego Duran Mendoza	ESCALA: 1 / 15	FECHA: Mayo - 2021	PLANO N°: 03
		REVISADOR POR: Ing. Julio Lanazca Taipe	T. DE HOJA: A-4		

Fuente: Elaboración Propia

Figura 5.27: Estándar de malla de perforación – Roca tipo II – 8pies.

5.4.3. Voladura propuesta y nuevo factor de carga

A partir del cálculo de los parámetros de diseño geométrico y la distribución de taladros, se obtienen los nuevos valores y factor de carga.

- Número de taladros : 40 tal
- Taladros cargados : 38 tal
- Taladros de alivio : 2 tal
- Tipo de roca : III
- Cartuchos por taladro : Se usó 265 cartuchos
 - : 241 cart. Semigelatina 65
 - : 12 cart. Emulnor 1000
 - : 12 cart. Emulnor 3000
- Kg de explosivo : 21.20 kg
- Volumen roto : 10.26 m³

5.4.3.1. Tonelaje roto

Según el manual práctico de EXSA:

$$\textit{Tonelaje Roto} = V \times \rho$$

$$\textit{Tonelaje Roto} = (2.20 \times 2.20 \times 2.12) \times 2.5$$

$$\textit{Tonelaje Roto} = 25.65 \textit{ TM}$$

5.4.3.2. Factor de carga

Según el manual práctico de EXSA:

$$F.C. = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Volumen roto}}$$

$$F.C. = \frac{(265 \text{ cart} \times 0.08 \frac{\text{kg}}{\text{cart}})}{(10.26 \text{ m}^3)}$$

$$F.C. = 2.07 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

5.4.3.3. Factor de carga lineal

Según el manual práctico de EXSA:

$$F.C. \text{ lineal} = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Avance Real}}$$

$$F.C. \text{ lineal} = \frac{(265 \text{ cart} \times 0.08 \frac{\text{kg}}{\text{cart}})}{2.12 \text{ m}}$$

$$F.C. \text{ lineal} = 10.0 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

5.4.3.4. Factor de potencia

Según el manual práctico de EXSA:

$$F.P. = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Tonelaje roto}}$$

$$F.P. = \frac{(265 \text{ cart} \times 0.08 \frac{\text{kg}}{\text{cart}})}{25.65 \text{ TM}}$$

$$F.P. = 0.83 \frac{\text{kg}}{\text{TM}}$$

5.4.3.5. Eficiencia de voladura

Según el manual práctico de EXSA:

$$\text{Eficiencia Voladura} = \frac{\text{Avance real}}{\text{Longitud de taladro}} * 100\%$$

$$\text{Eficiencia Voladura} = \frac{2.12}{2.28} * 100\%$$

$$\text{Eficiencia Voladura} = 93\%$$

Tabla 5.6: Distribución de taladros y factor de carga en la Galería Nv.4790 (8pies) para roca tipo III.

Distribución de taladros	N° de Taladros	Cantidad de cartuchos			Peso (Kg)
		Semigelatina 65	Emulnor 1000	Emulnor 3000	
1° Cuadrante	4	32	-	-	2.56
2° Cuadrante	4	32	-	-	2.56
3° Cuadrante	4	28	-	-	2.24
4° Cuadrante	4	28	-	-	2.24
Ay. Hastiales	4	28	-	-	2.24
Ay. Corona	3	21	-	-	1.68
Ay. Arrastre	2	14	-	-	1.12
Hastiales	4	28	-	-	2.24
Corona	5	30	-	-	2.40
Arrastre	4	-	12	12	1.92
Taladros alivio	2	-	-	-	0.00
Sub Total	40	241	12	12	21.20
Total	40		265		21.20
			Factor de carga (kg/m3)		2.07
			Factor de carga lineal (kg/m)		10.00
			Factor de potencia (kg/TM)		0.83

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5.7: Distribución de taladros y factor de carga en la Galería Nv.4790 (8pies) para roca tipo IV.

Distribución de taladros	N° de Taladros Cargados	Cantidad de cartuchos			Peso (Kg)
		Semigelatina 65	Emulnor 1000	Emulnor 3000	
1° Cuadrante	4	32	-	-	2.56
2° Cuadrante	4	32	-	-	2.56
3° Cuadrante	4	28	-	-	2.24
4° Cuadrante	4	28	-	-	2.24
Ay. Hastiales	2	14	-	-	1.12
Ay. Corona	3	21	-	-	1.68
Ay. Arrastre	2	14	-	-	1.12
Hastiales	4	24	-	-	1.92
Corona	5	30	-	-	2.40
Arrastre	4	-	12	12	1.92
Taladros alivio	2	-	-	-	0.00
Sub Total	38	223	12	12	19.76
Total	38		247		
			Factor de carga (kg/m3)		1.93
			Factor de carga lineal (kg/m)		9.32
			Factor de potencia (kg/TM)		0.77

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 5.8: Distribución de taladros y factor de carga en la Galería Nv.4790 (8pies) para roca tipo II.

Distribución de taladros	N° de Taladros Cargados	Cantidad de cartuchos			Peso (Kg)
		Semigelatina 65	Emulnor 1000	Emulnor 3000	
1° Cuadrante	4	32	-	-	2.56
2° Cuadrante	4	32	-	-	2.56
3° Cuadrante	4	28	-	-	2.24
4° Cuadrante	4	28	-	-	2.24
Ay. Hastiales	4	28	-	-	2.24
Ay. Corona	4	35	-	-	2.80
Ay. Arrastre	2	21	-	-	1.68
Hastiales	6	36	-	-	2.88
Corona	5	30	-	-	2.40
Arrastre	5	-	15	15	2.40
Taladros alivio	3	-	-	-	0.00
Sub Total	45	270	15	15	24.00
Total	45		300		
			Factor de carga (kg/m3)		2.34
			Factor de carga lineal (kg/m)		11.32
			Factor de potencia (kg/TM)		0.94

Fuente: Elaboración propia

5.4.3.6. Rendimiento y performance operativa

Los indicadores de rendimiento se basan en el análisis de datos obtenidos en las pruebas con los nuevos parámetros de diseño de perforación y voladura.

Tabla 5.9: Indicadores operacionales de la voladura optimizada.

DESCRIPCION	UNIDAD
Avance lineal (Rendimiento promedio)	2.12 m/disparo
Cantidad de explosivo	21.20 kg
Volumen roto	10.26 m ³
Tonelaje roto	25.65 TM
Factor de carga	2.07 kg/m ³
Factor de carga lineal	10.0 kg/m
Factor de Potencia	0.83 kg/TM
Eficiencia de voladura	93%

Fuente: Elaboración propia

5.4.4. Resultados de voladura optimizada

Para lograr un resultado óptimo de la voladura se tuvo que incidir en todos los factores principales y secundarios, como se muestra a continuación:

- Operatividad y mantenimiento de los equipos de perforación y sus accesorios.
- Utilización de aceros (barrenos y brocas) adecuados para el tipo de terreno.
- Trazado de la malla de perforación con los nuevos parámetros geométricos óptimos.
- Uso obligatorio de guidores en excelente estado para llevar un adecuado paralelismo en la etapa de perforación.

- Perforación óptima para alcanzar la profundidad máxima que permite el uso del barreno de 8 pies.
- Carguío de explosivos optimo, de acuerdo al estándar de la malla de perforación y voladura.
- Confinamiento de explosivos óptimo para evitar tiros fallados.
- Secuencia y amarre correcto de los accesorios de voladura. (carmex y mecha rápida)
- Capacitación constante del personal en temas de perforación, voladura, geomecánica y seguridad.
- Supervisión constante en toda la etapa de pruebas.

5.4.4.1. Resultados de la primera etapa de pruebas

Después de la voladura y la limpieza del frente se realizó la medición del avance, obteniendo un valor de 2.10 m.; este resultado obtenido se encuentra dentro del rango aceptable.

Por otro lado, observando la fragmentación producto del disparo, se observó que aún no se tenía regularidad en los tamaños de roca volada. Una considerable parte del volumen de roca volada era de granulometría muy pequeña lo que se traduce en haber realizado una mala distribución de explosivos en alguna zona de la malla de perforación.

Se concluyo que se debía disminuir unos cuantos cartuchos en la parte inferior de la malla de perforación.

5.4.4.2. Resultados de la segunda etapa de pruebas

En esta segunda etapa, se puso a prueba el nuevo diseño de malla de perforación con la variación en el carguío de taladros.

Se realizó en total 6 disparos entre guardia de día y noche, con la supervisión constante y medición de avances inmediatamente después de haber realizado la limpieza del frente.

Tabla 5.10: Consumo de explosivos por disparo para roca Tipo III.

Distribución de taladros	N° de Taladros		Cantidad de cartuchos			Peso (Kg)
			Semigelatina 65	Emulnor 1000	Emulnor 3000	
1° Cuadrante	4		32	-	-	2.56
2° Cuadrante	4		32	-	-	2.56
3° Cuadrante	4		28	-	-	2.24
4° Cuadrante	4		28	-	-	2.24
Ay. Hastiales	4		28	-	-	2.24
Ay. Corona	3		21	-	-	1.68
Ay. Arrastre	2		14	-	-	1.12
Hastiales	4		28	-	-	2.24
Corona	5		30	-	-	2.40
Arrastre	4		-	12	12	1.92
Taladros alivio	2		-	-	-	0.00
Sub Total	40		241	12	12	21.20
Total	40			265		21.20

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5.11: Resultados de las pruebas de voladura en la segunda etapa.

PRUEBA	GDIA	N°	N°	Fragmentación	Avance	Eficiencia
Prueba N°01	D	40	265	Buena	2.12	93.0%
Prueba N°02	N	40	268	Buena	2.10	92.1%
Prueba N°03	D	40	260	Regular	2.12	93.0%
Prueba N°04	N	40	265	Buena	2.15	94.3%
Prueba N°05	D	40	268	Buena	2.08	91.2%
Prueba N°06	N	40	265	Buena	2.14	93.9%
PROMEDIO		40	265	Buena	2.12	92.9%

Fuente: Elaboración propia

En conclusión, con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura, se obtuvo un avance promedio de 2.12 m/disparo con un material bien fragmentado y una eficiencia de voladura del 93% (Tabla 5.11)



Fuente: Elaboración propia.

Figura 5.29: Sección controlada por eficiente voladura.

5.4.5. Costos unitarios optimizados

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS OPTIMIZADOS DE AVANCES GALERIA DE 2.20 x 2.20m (8 PIES)

FECHA:		Nº Taladros:	40	uni
PARTIDA:		Nº Tal.carg.:	38	uni
EQUIPOS:	PERFORADORA JACK LEG - PALA NEUMATICA	AVANCE:	2.12	ml
SECCION:	2.20 x 2.20m			
NO INCLUYE:	EXPLOSIVOS			

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO		SUBTOTAL US\$	TOTAL US\$/ML
------	-------------	------------	--------	----------	-----------------	--	---------------	---------------

1.- MANO DE OBRA								
	Maestro Perforista	0.7500	Tarea	2.00	48.93	US\$/Tarea	73.40	
	Maestro Motorista	1.0000	Tarea	1.00	48.93	US\$/Tarea	48.93	
	Ayud. Perforista	1.0000	Tarea	1.00	40.78	US\$/Tarea	40.78	
	Peón	1.0000	Tarea	1.00	40.78	US\$/Tarea	40.78	
		3.7500					203.88	96.17

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo Normal	2.0000	Tarea	1.00	0.97	US\$/Tarea	1.93	
	Personal Operativo en Agua	1.7500	Tarea	1.00	1.09	US\$/Tarea	1.91	
							3.84	1.81

3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barra Cónica de 6 pies	0.37	uni	1.00	87.50	US\$/uni	32.00	
	Barra Cónica de 8 pies	0.09	uni	1.00	109.38	US\$/uni	10.00	
	Broca Descartable de 38 mm	2.28	uni	1.00	25.00	US\$/uni	57.00	
	Manguera de 1"	0.01	m	30.00	3.13	US\$/m	1.04	
	Manguera de 1/2"	0.01	m	30.00	1.56	US\$/m	0.52	
	Conexiones	0.01	uni	4.00	8.18	US\$/uni	0.36	
	Aceite	0.43	gl	1.00	6.13	US\$/gl	2.63	
	Combustible_Compresora	15.00	gl	1.00	3.44	US\$/gl	51.56	
	Herramientas	1.00	Tarea	1.00	10.00	US\$/Tarea	10.00	
							165.11	77.88

4.- EQUIPOS DE CONTRATA								
	Perforadora Jack Leg	1.00	pp	320.00	0.13	US\$/pp	42.39	
	Pala Neumatica 12 B	1.00	Hr	2.50	10.00	US\$/hr	25.00	
	Compresora Neumatica	1.00	Hr	3.00	18.00	US\$/hr	54.00	
	Repuestos de lámpara	1.00	Tarea	3.75	0.23	US\$/Tarea	0.87	
							122.25	57.67

5.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							590.09	278.35
------------------------------	--	--	--	--	--	--	--------	--------

6.- COSTOS INDIRECTOS								
	Gastos Generales y Administrativos	%		20%		US\$	118.02	55.67
	Imprevistos / Contingencias	%		7%		US\$	41.31	19.48
	Utilidad	%		10%		US\$	59.01	27.83
							218.33	102.99

TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/ML)							381.33
---	--	--	--	--	--	--	--------

EXPLOSIVOS								
	Dinamita de 65%	1.00	uni	266.00	0.25	US\$/uni	66.50	
	Carmex	1.00	uni	38.00	0.60	US\$/m	22.80	
	Igniter cord	1.00	m	19.00	0.30	US\$/m	5.70	
							95.00	44.81

Fuente: Elaboración propia

Figura 5.30: Estructura de precios unitarios optimizados de la Galería Nv.4790 (2.20x2.20m)-8ft.

CAPITULO VI

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADO

6.1. ANÁLISIS DE CONSTRUCCIÓN DE GALERÍA NV.4790

El avance lineal en la Galería Nv.4790, era en términos generales muy deficiente por su bajo rendimiento y productividad en el proceso de perforación y voladura.

La mejora y optimización del proceso implicó hacer un estudio detallado geológico y geomecánico, para que a partir de las características del macizo rocoso se pueda diseñar una nueva malla de perforación óptima.

Se desarrollaron los cálculos para determinar los parámetros geométricos como el burden máximo, burden práctico, ancho de abertura, espaciamiento, etc; y en base a ellos, se realizaron las pruebas de voladura correspondientes obteniendo como resultado un avance lineal optimo y una fragmentación buena y aceptable.

Los índices operativos de rendimiento de la construcción de la galería Nv.4790 mejoraron notablemente reduciendo los costos unitarios que se buscaba en la presente investigación.

6.2. ÍNDICES COMPARATIVOS DE LA ESTRUCTURA DE COSTOS

Según la comparación de los índices de rendimiento calculados con la malla de perforación antigua y nueva se realizó la Tabla 6.1.

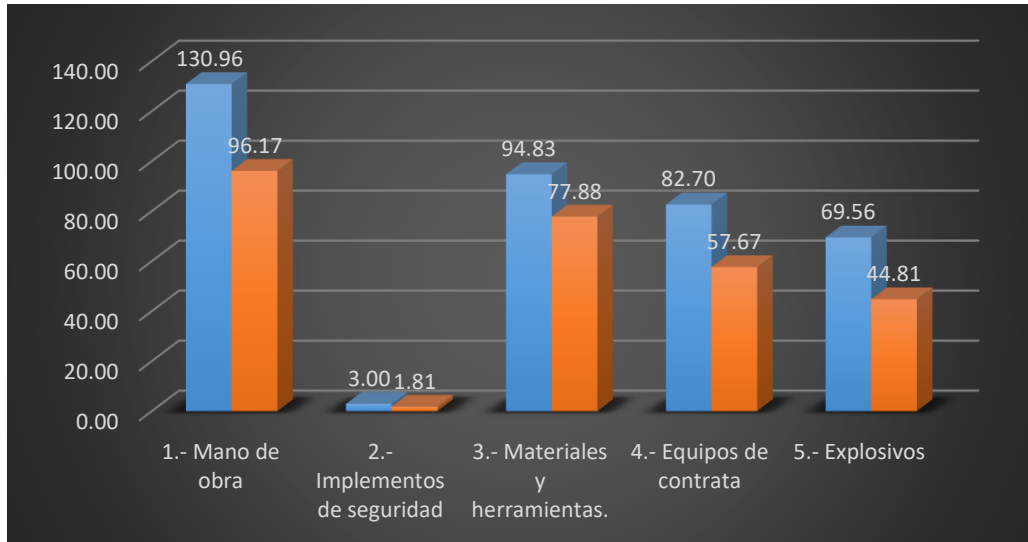
Tabla 6.1: Comparación de índices de costos.

DESCRIPCIÓN	ÁNTES (6ft) (\$/m)	DESPUÉS (8ft) (\$/m)	VARIACION (\$/m)	VARIACION (%)
1.- Mano de obra	130.96	96.17	34.79	26.6%
2.- Implementos de seguridad	3.00	1.81	1.19	39.7%
3.- Materiales y herramientas.	94.83	77.88	16.95	17.9%
4.- Equipos de contrata	82.70	57.67	25.03	30.3%
5.- Explosivos	69.56	44.81	24.75	35.6%
6.- Subtotal Costos	381.06	278.35	102.71	27.0%

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la comparación en el cuadro anterior, el costo por metro lineal antes del proyecto de optimización tenía un valor de 381.06 \$/m y aplicando las variaciones técnicas y operativas para la optimización del costo final, se obtuvo un nuevo valor de 278.35 \$/m. (Tabla 6.1)

En conclusión, hay una diferencia de 102.71 \$/m, que representa una disminución del 27% en el costo por metro lineal de la Galería Nv.4790 de la compañía Minera PGM SAC.



Fuente: Elaboración propia.

Gráfico 6.1: Comparación de estructura de costos antiguos y nuevos.

6.3. ÍNDICES COMPARATIVOS DE RENDIMIENTO Y PERFORMANCE

Los principales indicadores de rendimiento son el factor de carga, factor de carga lineal y factor de potencia, que se detalla en la Tabla 6.2.

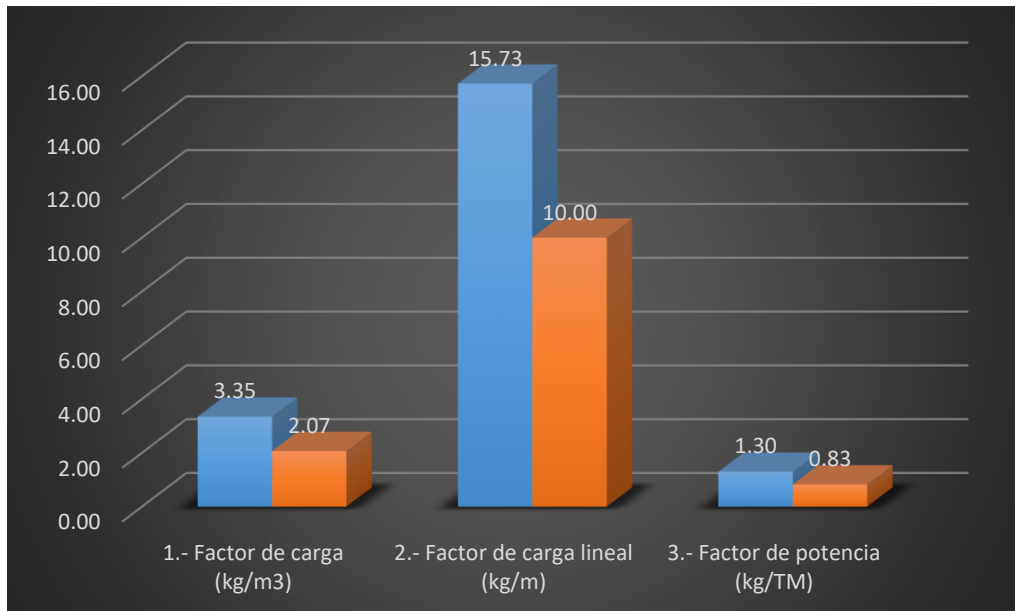
Tabla 6.2: Comparación de indicadores de rendimiento.

INDICADOR DE RENDIMIENTO	ÁNTES (6ft)	DESPUÉS (8ft)	VARIACION	VARIACION
1.- Factor de carga (kg/m³)	3.35	2.07	1.28	38.2%
2.- Factor de carga lineal (kg/m)	15.73	10.00	5.73	36.4%
3.- Factor de potencia (kg/TM)	1.30	0.83	0.47	36.2%

Fuente: Elaboración propia

- El factor de carga disminuyó en 1.28 kg/m³ que representa un 38.2% menos que el valor calculado cuando aún no se había mejorado el rendimiento de la operación.
- El factor de carga lineal disminuyó en 36.4% de un valor antiguo de 15.73 kg/m a uno nuevo de 10.0 kg/m.

- El factor de potencia disminuyó de 1.30 kg/TM a 0.83 kg/TM, perforando con un barreno de 8 pies.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 6.2: Comparación de KPI's.

6.4. PROGRAMA DE AVANCES DESPUES DE LA OPTIMIZACIÓN

6.4.1. PROGRAMA DE AVANCES DE ENERO A MARZO

Durante los meses de enero, febrero y marzo se ejecutó la construcción de la Gal Nv.4790 con los nuevos estándares de perforación y voladura y la mejora en el rendimiento operativo.

En la Figura 6.1 se muestra el programa de avances y el ejecutado de los meses de enero, febrero y marzo del 2021 .

TIPO	Avance
------	--------

									PROGRAMADO				
Veta	MES	LABOR	FASE	SECCION	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	PROGRAMA (m)	S1	S2	S3	S4
Blanca	ENERO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	55.00	13.75	13.75	13.75	13.75
Blanca	FEBRERO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	55.00	13.75	13.75	13.75	13.75
Blanca	MARZO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	50.00	12.50	12.50	12.50	12.50
Total general									160.00	40.00	40.00	40.00	40.00

TIPO	Avance
------	--------

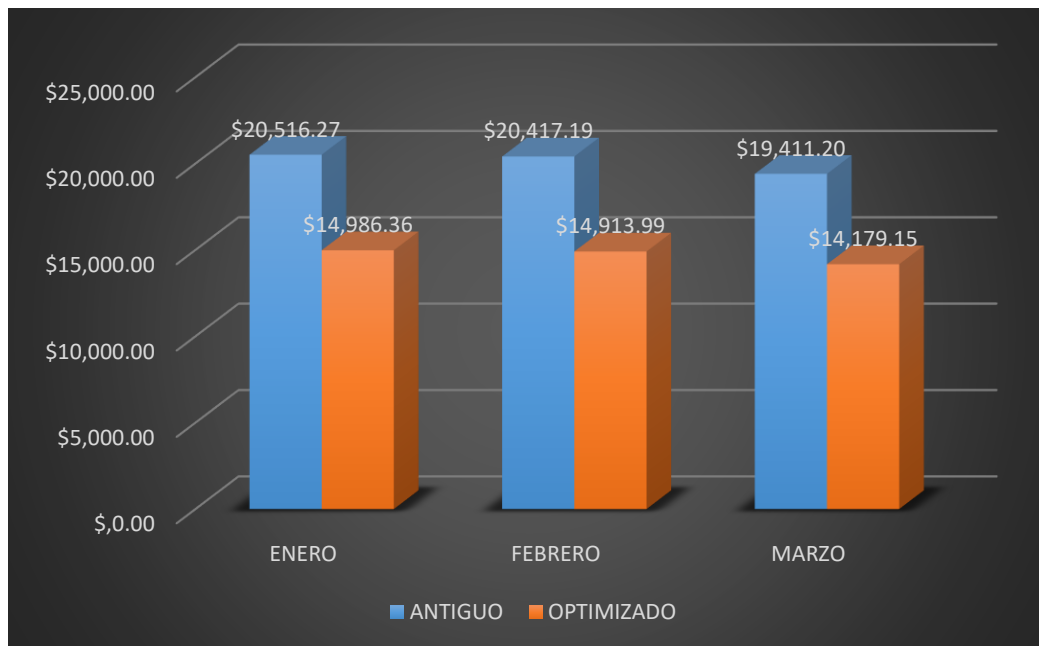
									EJECUTADO				
Veta	MES	LABOR	FASE	SECCION	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	EJECUTADO (m)	S1	S2	S3	S4
Blanca	ENERO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	53.84	13.28	13.80	13.20	13.56
Blanca	FEBRERO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	53.58	14.20	14.20	13.18	12.00
Blanca	MARZO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	50.94	13.85	13.56	13.90	9.63
Total general									158.36	41.33	41.56	40.28	35.19

TIPO	Avance
------	--------

									% CUMPLIMIENTO				
Veta	MES	LABOR	FASE	SECCION	REF_L	CONDICION	PRIORIDAD	E.E.	EJECUTADO (%)	S1	S2	S3	S4
Blanca	ENERO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	98%	97%	100%	96%	99%
Blanca	FEBRERO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	97%	103%	103%	96%	87%
Blanca	MARZO	Gal 4790	DEH	2.20 x 2.20	Ga	Permanente	1.00	MINSUB	102%	111%	108%	111%	77%
Total general									98.98%	103%	104%	101%	88%

Fuente: Compañía Minera PGM SAC

Figura 6.1: Control de avances en la galería Nv.4790 (Enero, febrero y marzo del 2021).



Fuente: Elaboración propia.

Gráfico 6.3: Comparación de costos de construcción de Galería con estándares y parámetros antiguos y nuevos de enero a marzo del 2021.

6.5. ANALISIS DE COSTOS TOTALES DE EJECUCIÓN

De acuerdo al avance lineal realizado en los meses de enero a marzo, se calculó los costos generados con el precio unitario antiguo y optimizado para la galería Nv.4790. con barreno de 6 pies era de 381.06 \$/ml, mientras que el nuevo precio unitario aplicando la nueva malla de perforación, barreno de 8 pies, y mejorando el rendimiento es de 278.35 \$/ml de galería.

En efecto, al disminuir el costo unitario por metro lineal de avance, se obtiene una disminución de costos de 102.71 \$/m y en base a estos datos se desarrolla la siguiente tabla:

Tabla 6.3: Comparación de costos totales en los avances de enero a marzo del 2021.

MES	FRENTE 2.20 x 2.20 (6 pies)			Frente (8 pies)
	PROGRAMADO	EJECUTADO	DIFERENCIA	OPTIMIZADO
ENERO	\$20,958.30	\$20,516.27	-\$442.03	\$14,986.36
FEBRERO	\$20,958.30	\$20,417.19	-\$541.11	\$14,913.99
MARZO	\$19,053.00	\$19,411.20	\$358.20	\$14,179.15
TOTAL	\$60,969.60	\$60,344.66	-\$624.94	\$44,079.51
GANANCIA COMPARATIVA		\$16,265.16		

Fuente: Elaboración propia

Durante los meses de enero a marzo del 2021, se ejecutó 158.36 metros lineales en la galería Nv.4790, que representa el 98.98% del cumplimiento del avance programado para estos tres meses.

Según la tabla 6.3, si se hubiese aplicado el diseño y parámetros de la antigua malla de perforación, en estos tres meses se hubiera invertido \$60,344.66, pero ya aplicado el proyecto de optimización se invirtió \$44,079.51, con una disminución en los costos totales de \$16,265.16 respecto a la línea base.

6.6. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN

La mejora en la fragmentación de roca ayuda a minimizar el tiempo de limpieza del frente de la galería Nv.4790. Además, se evita la presencia de bolones como consecuencia de ineficientes voladuras y no se utilizará explosivos para realizar voladuras secundarias.

6.6.1. Fragmentación con malla de perforación y voladura inicial

Con los parámetros iniciales de perforación y voladura se determinó que el 80% del volumen de la carga disparada tenía una

granulometría promedio de 25 cm es decir su P80 es de 10 pulgadas aproximadamente.

6.6.2. Fragmentación con nueva malla de perforación y voladura

Aplicando el nuevo diseño de perforación y voladura se mejoró la fragmentación de roca obteniendo una nueva granulometría promedio de 15cm es decir su P80 es de 6 pulgadas aproximadamente. (ver Figura 6.2)



Fuente: Propio

Figura 6.2: Fragmentación con el nuevo estándar de PyV.

6.7. RESULTADOS FINALES

Con los nuevos parámetros de diseño de perforación y voladura se obtuvo un avance lineal promedio de 2.12 m/disparo perforando con barrenos de 8ft.

Este avance un valor positivo en la optimización de la perforación y voladura disminuyendo el costo unitario en 102.71 \$/m en la Galería Nv.4790.

Asimismo, se mejoró el rendimiento y la habilidad de los operadores y del proceso en general obteniendo mejoras en el tiempo de perforación.

El programa de avances con los cambios propuestos en el proyecto de optimización y mejora de rendimientos se ha llegado a cumplir hasta un 99% durante los meses de enero a marzo donde se realizaron pruebas y se determinó experimentalmente los resultados de los nuevos parámetros y diseño.

Se mejoro asimismo en el control de salida de explosivos y la supervisión de calidad en el proceso de carguío de taladro, encebado, atacado, etc.

Durante los meses de enero, febrero y marzo del 2021 se obtuvo una ganancia comparativa de \$16,265.16 en los 158.36 metros avanzados de la galería Nv.4790.

CONCLUSIONES

1. Se optimizó el proceso de perforación y voladura en la Galería Nv.4790, bajando el costo unitario de 381.06 \$/m a 278.35 \$/m (reducción del 27% del P.U.) y se tomará esta investigación como modelo para analizar y optimizar el proceso en otras labores de importancia.
2. De acuerdo a las características geomecánicas del terreno, se evaluó la calidad de la roca, clasificándola dentro de los grupos II y IIIA, planteándose así el cambio de barreno de perforación de 6 pies a 8 pies en la construcción de la Galería Nv.4790 Veta Blanca, contribuyendo considerablemente a la mejora, optimización y reducción de costos unitarios por metro lineal de avance.
3. Con la optimización del proceso, se logró mejorar notablemente el cumplimiento del programa de avances, de un 76% (Agosto a Diciembre del 2020) a un 99% (Enero a Marzo del 2021) y asimismo, la mejora de la eficiencia de perforación y voladura, con un avance promedio de 2.12 m/disparo.
4. Se diseño y estandarizó la nueva malla de perforación según la calidad de roca, reduciendo un taladro, respecto a la malla antigua, utilizando un barreno de 8 pies, con un nuevo factor de carga lineal de 10 kg/m.
5. Se minimizo el factor de carga explosiva de 3.35 kg/m³ a 2.07 kg/m³ y asimismo, se redujo el factor de potencia de 1.30 kg/TM a 0.83 kg/TM
6. Optimizando y estandarizando el proceso de perforación y voladura, durante los meses de enero, febrero y marzo del 2021, se obtuvo una ganancia comparativa de \$16,256.16.

RECOMENDACIONES

1. Para la optimización de costos unitarios de perforación y voladura se debe realizar constantemente el análisis y evaluación de los estándares de perforación y voladura y así lograr una mejora continua en la reducción de costos, aumento de rendimiento, productividad y utilización de tecnologías.
2. Se debe realizar un estudio geomecánico detallado de la zona donde se ejecuta la construcción de labores, con la finalidad de aplicar el sostenimiento activo o pasivo y así tener labores estables y seguras.
3. Para cumplir con el programa de avances se debe supervisar y controlar todas las labores de desarrollo, dando suma importancia al trazado de la malla de perforación, de acuerdo al nuevo estándar planteado y así prevenir tiros fallados o ineficientes.
4. Capacitar continuamente al personal encargado del ciclo de minado de la labor, especialmente en el control del paralelismo entre taladros y el factor de carga para evitar la sobrerotura.
5. Se debe analizar y evaluar constantemente los KPI's (Key Performance Indicator), que son los rendimientos operacionales de la galería y hacer el seguimiento respectivo para lograr los resultados o avances esperados.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. AGREDA, C. (1996) “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de rocas”, Universidad Nacional de Ingeniería.
2. CALDERON NAVARRO, M. (2015). “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera MACDESA)”
3. CALVIN J. KONYA. (2000). “Diseño de Voladuras, México”
4. CHAMBI CHAMBI, J. (2019). “Análisis y optimización de las operaciones de perforación y voladura para el desarrollo de estándares técnicos e incremento de utilidades en mina Tambomayo”
5. Decreto Supremo 024-EM-2016 y modificatoria D.S. 023-2017, Lima 2017.
6. ENDARA QUISPE, W. (2020). “Optimización de costos operativos mediante mejora y control de estándares de diseño y ejecución de la galería 508 Veta Alice – Minera Yanaquihua” – Tesis Ingeniería de Minas
7. EXSA. Manual Práctico de Voladura Exsa. Edición 2018
8. LOPEZ JIMENO, C. (ESPAÑA, 2003) “Manuel de perforación y voladura de rocas”
9. PARI QUISPE, D. (2016). “Optimización de costos unitarios en la explotación de la Veta La Raja – Minera El Solitario SAC. Vitor-Arequipa”
10. QUISPE CENTENO, N. (2019) “Diseño de mallas de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en la unidad Minera Chaluane”
11. SAHUINCO CUTI, E. (2019). “Diseño de perforación y voladura en minería convencional para minimizar los costos en el frente de labores de desarrollo Compañía Minera Yanaquihua S.A.C.”
12. SAMPIERI R. (6ta edición). Metodología de la Investigación.

13. UMAÑA TANCAILLO, E. (2014). "Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura Minera Yanaquihua SAC E.E. ADGEMINCO SAC"
14. VELA PORTOCARRERO, N. (2020) "Proyecto de profundización de la mina Coturcan para el incremento de reservas mediante la rampa 0388 Compañía Minera Lincuna – U.E.A. Huancapetí"