

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL
CUSCO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**ESTANDARIZACION DEL PRE-CORTE PARA VOLADURA CONTROLADA EN EL
BP-2724, ACUMULACION PARCOY 1- CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. –
PATAZ – LA LIBERTAD.**

PRESENTADO POR:

BACH. JOSE MANUEL DIAZ YABAR

PARA:

OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

DR. MAURO VALDIVIA JORDAN

*CUSCO PERÚ
2019*

DEDICATORIA.

Quiero dedicar estas líneas a **Dios**,
por brindarme vida, salud y mucha
fortaleza, para poder cumplir mis
objetivos más anhelados.

a mis **padres**, José y Zoraida por
brindarme su cariño y amor, los cuales
me inculcaron valores fundamentales
en la vida, y a mi **hermana** Carolyn,
por su apoyo incondicional como
hermana y amiga.

A mi **familia y amigos** por
estar siempre a mi lado y por
mostrarme su apoyo
permanente.

AGRADECIMIENTO.

A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

Especialmente a la C.P. de Ingeniería de Minas con la cual estaré eternamente agradecido por haberme brindado la oportunidad de estudiar en sus aulas y ser un pilar de conocimientos y sabiduría en el desarrollo de mi carrera.

A Consorcio Minero Horizonte S.A. (CMH)

Por haberme dado la oportunidad de integrarme al área de perforación y voladura, donde me brindaron sus instalaciones y equipos para poder realizar los estudios necesarios de perforación y voladura.

A la Empresa Minera Especializada CONMICIV S.A.

Por brindarme una oportunidad grandiosa para forjar este camino, en especial al Ing. Carlos Ayala Berrocal, un gran maestro gran profesional quien me brindó la oportunidad de realizar mi tesis y por su apoyo incondicional durante este período.

A Mis Compañeros Del Área De Perforación Y Voladura.

Por haber sido parte de este estudio e investigación, ya que siempre estaban dispuestos brindar opiniones y realizar aportes correspondientes al tema de estudio realizado.

RESUMEN.

el trabajo de investigación titulado estandarización del pre-corte para optimizar la malla de perforación y voladura para labores de desarrollo unidad minera acumulación parcoy1 – Consorcio Minero Horizonte S.A, tiene por finalidad mejorar la malla de perforación y voladura en labores de desarrollo, realizando un estándar adecuado en el burden y carguío de taladros correspondiente al pre-corte, donde el problema principal el cómo, estandarizar el pre-corte y por consiguiente optimizar la malla de perforación de labores de avance en la unidad acumulación parcoy 1 – Consorcio Minero Horizonte.

Como primer problema específico tenemos como disminuir la sobre-rotura en labores de desarrollo y/o avance, tomando como referencia de estudio el BP-2724, por ser una labor que nos permitirá realizar un estudio representativo de la unidad, acumulación parcoy 1.

como segundo problema específico tenemos, como podemos disminuir el tiempo del ciclo de minado en labores de desarrollo y/o avance estandarizando el pre-corte en la voladura controlada, Básicamente el trabajo de investigación realiza el estudio y seguimiento a labores de desarrollo para lograr un estándar del pre-corte para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad minera acumulación parcoy 1 – Cía. Consorcio Minero Horizonte.

INTRODUCCION

Consortio Minero Horizonte S.A. es una de las principales empresas mineras auríferas en la región La Libertad, que viene operando en el distrito de Parcoy, provincia de Pataz, anexo de Retamas, desde el año 1981, luego de adquirir las propiedades del Sindicato Minero de Parcoy.

La presente Tesis tiene como propósito desarrollar el mejoramiento de la malla de perforación y voladura en labores de desarrollo en la Unidad Acumulación Parcoy 1, de la Cía. Consortio Minero Horizonte S.A. Merece resaltar que la voladura al ser una de las principales operaciones unitarias en la actividad minera utilizan diferentes diseños, estos basados en diversos modelos matemáticos planteados, pero aún hoy en día las fallas en la voladura deben de ser superadas.

C. Konya. (1972) en sus investigaciones introduce variables como: diámetro del explosivo, densidad de explosivo, densidad de la roca entre otros, el presente trabajo de tesis incide en la estandarización del pre-corte aplicando fórmulas de C. Konya, que consiste en calcular el burden y/o espaciamiento entre taladros del pre-corte y el carguío de los mismos con la técnica desacoplamiento y distribución a lo largo de la columna(taladro).

Por consiguiente, para el diseño se utilizó los parámetros de perforación (diámetro del taladro, longitud de taladro, longitud de carga, desviación de perforación). En parámetro de explosivo (densidad y dimensiones del explosivo) y en parámetro de roca (RQD y RMR).

INDICE

DEDICATORIA.....	II
AGRADECIMIENTO.....	III
PRESENTACIÓN.....	IV
INTRODUCCIÓN.....	V
CAPITULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.....	1
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA.....	3
1.2.1. PROBLEMA GENERAL	3
1.2.2. PROBLEMAS ESPECIFICOS.....	3
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION.....	3
1.3.1. OBJETIVO GENERAL	3
1.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS.	3
1.4. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION.	3
1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO.	4
CAPITULO II.....	5
MARCO TEORICO.....	5
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.	5
2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES.....	5
2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES.....	5
2.2. BASES TEORICAS.	6
2.2.1. LA ROCA.....	6
2.2.2 MACIZO ROCOSO.....	8
2.2.3. GEOMECANICA.....	9
2.2.4. PERFORACIÓN.....	12

2.2.5. VOLADURA.....	13
2.2.6. VOLADURA CONTROLADA.....	20
2.2.7. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.....	28
2.2.8. DISEÑO DE MALLA Y CALCULO DE VOLADURA PARA VOLADURA PRINCIPAL ó DE PRODUCCION.....	31
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....	41
2.4. FORMULACIÓN DE LA HIPOTESIS.....	43
2.4.1 HIPOTESIS GENERAL.....	43
2.4.2. HIPOTESIS ESPECIFICAS.....	43
2.5. VARIABLES E INDICADORES.....	43
CAPITULO III	44
CARACTERIZACION DEL AREA DE INVESTIGACION.....	44
3.1. GENERALIDADES.....	44
3.1.1. UBICACIÓN.....	44
3.1.2. ACCESIBILIDAD.....	46
3.1.3 TOPOGRAFIA.....	47
3.1.4. CLIMA Y VEGETACION.....	47
3.2. CARACTERIZACION GEOLOGICA DEL YACIMIENTO.....	48
3.2.1. GEOLOGIA REGIONAL.....	48
3.2.2. GEOLOGIA LOCAL.....	52
3.2.3. GEOMORFOLOGIA.....	53
3.2.4. LITOLOGIA.....	53
3.2.5. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....	54
3.2.6. GEOLOGIA ECONOMICA.....	55
3.2.7. YACIMIENTO.....	57
3.2.8. ZONIFICACION DE LA MINA.....	58
3.2.9. RESERVAS Y RECURSOS MINERALES.....	59
3.3. DESCRIPCION DE LAS OPERACIONES ACUMULACION PARCOY 1.....	60
3.3.1. METODO DE EXPLOTACION. (CORTE Y RELLENO ASCENDENTE).....	60
3.3.2. EXPLORACIÓN Y DESARROLLO.....	61
3.3.3. CICLO DE MINADO PARA LABORES DE DESARROLLO.....	61

3.4. CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS.....	64
3.4.1. MAPEO GEOMECHANICO. ZONA MILAGROS (BP-2724).....	64
3.4.2. CARACTERIZACION GEOMECAÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	65
3.5. PARAMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.	67
3.5.1. PARAMETROS DE PERFORACION.....	67
3.5.2. MALLAS DE PERFORACION.....	68
3.5.3. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.....	72
CAPITULO IV.....	73
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION.....	73
4.1. TIPO DE INVESTIGACION.....	73
4.2. NIVEL DE LA INVESTIGACION.	73
4.3. METODO DE LA INVESTIGACION.....	73
4.4. DISEÑO DE INVESTIGACION.....	74
4.5. POBLACION Y MUESTRA.....	74
4.6. MATERIALES Y EQUIPOS A UTILIZAR.....	74
4.7. TECNICAS DE RECOLECCION DE DATOS.	74
4.8. PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE LA INFORMACION.	74
CAPITULO V	75
ANALISIS Y EVALUACION DE RESULTADOS.	75
5.1. EVALUACION DE LAS ACTUALES PRACTICAS.....	75
5.1.1. PERFORACIÓN.....	75
5.1.2. VOLADURA.....	77
5.1.3. EVALUACION COSTOS PERFORACIÓN Y VOLADURA ACTUAL.....	78
5.1.4. CUANTIFICACION DE LA SOBRE-ROTURA.....	79
5.1.5. RESUMEN DE TIEMPOS DE OPERACIONES UNITARIAS.....	81
5.2. CALCULOS Y DISEÑO PARA LA ESTADARIZACION DEL PRE-CORTE.....	83
5.2.1. CALCULO DEL BURDEN CON FORMULA DE C. KONYA. (1972).....	83

5.2.2. CALCULO DE LA COLUMNA DE CARGA EXPLOSIVA PARA TALADROS DE PRE-CORTE.	85
5.2.3. RESUMEN DE CALCULOS OBTENIDOS PARA EL ESTANDAR.	89
5.2.4. MALLAS DE PERFORACIÓN CON NUEVO ESTANDAR.	90
5.3. APLICACIÓN DE LA ESTANDARIZACION DEL PRE-CORTE EN EL BP-2724.....	93
5.3.1. SEGUIMIENTO Y CONTROL OPERATIVO.....	93
5.3.2. PERFORACIÓN.	93
5.3.3. VOLADURA.....	95
5.3.4. EVALUACION COSTOS PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL ESTANDAR.	96
5.3.5. CUANTIFICACION DE LA SOBRE-ROTURA (NUEVO ESTANDAR).....	98
5.3.6. RESUMEN DE TIEMPOS DE OPERACIONES UNITARIAS (NUEVO ESTANDAR)	100
5.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	101
5.4.1. SOBRE-ROTURA.....	101
5.4.2. DISMINUCION DEL TIEMPO DEL CICLO DE MINADO.	102
5.4.3. RESULTADOS RESPECTO AL COSTO.....	103
CONCLUSIONES	104
RECOMENDACIONES.....	105
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA.....	106
ANEXOS	107

INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1. Distribución de tipo de roca según el RMR de Bienawski - Zona Norte.	2
FIGURA 2. Efecto escala, desde roca intacta hasta un macizo rocoso muy fracturado....	8
FIGURA 3. Procedimiento de medición y cálculo de RQD.	10
FIGURA 4 . Agrietamiento Radial	15
FIGURA 5. Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque	16
FIGURA 6. Reflexión de la onda de choque.	17
FIGURA 7. fracturación por liberación de carga.	18
FIGURA 8. Rotura por flexión.....	19
FIGURA 9. Imagen Sin Voladura Controlada	20
FIGURA 10. Imagen con Voladura Controlada.....	20
FIGURA 11. Imagen referencial del pre-corte	21
FIGURA 12. Partes del método (Pre-Corte).....	22
FIGURA 13. Diseños para el carguío de taladros.	25
FIGURA 14. Arranque hexagonal	33
FIGURA 15. Primera Ayuda.....	37
FIGURA 16. Segunda ayuda.	38
FIGURA 17. Ubicación Unidad Acumulación Parcoy 1 – CMH.	45
FIGURA 18. Rutas de acceso vía terrestre.	46
FIGURA 19. Columna lito-estratigráfica área de Parcoy Pataz.....	52
FIGURA 20. Método de corte y relleno ascendente.	60
FIGURA 21. Mangas De ventilación	61
FIGURA 22. Lanzado de shotcrete	63
FIGURA 23. Mapeo Geomecanico Zona Milagros. (BP-2724)	65
FIGURA 24. Malla de perforación para RMR (21-30).....	69
FIGURA 25. Malla de Perforación para RMR (31-40).....	70
FIGURA 26. Malla de Perforación para RMR (41-50).....	71
FIGURA 27. Pintado de frentes sin formar arco y sin realizar la cola y gradiente.	75
FIGURA 28. Desviación de taladros	76
FIGURA 29. Perforación de frente sin cumplir parámetros.....	76
FIGURA 30. Imagen de labores con sobre-rotura por encima del límite permisible.	77

FIGURA 31. Resumen de sobre-rotura previo al estándar por disparo.....	80
FIGURA 32. Resumen de sobre-rotura por mes (previo al estándar).....	80
FIGURA 33. Volumen excedente por disparo (Antes del estándar).....	81
FIGURA 34. Tiempo extra por disparo (Antes del estándar).....	82
FIGURA 35. Malla de perforación con nuevo estándar. RMR (21-30).....	90
FIGURA 36. Malla de perforación con nuevo estándar. RMR (31-40).....	91
FIGURA 37. Malla de perforación con nuevo estándar. RMR (41-50).....	92
FIGURA 38. Pintado de frente para perforación.....	94
FIGURA 39. Perforación respetando el estándar establecido.....	95
FIGURA 40. Realización de cañas y carguío según estándar establecido.....	95
FIGURA 41. Visualización de cañas en la corona después de la voladura.....	96
FIGURA 42. Resumen de sobre-rotura por disparo (después del estándar).....	98
FIGURA 43. Resumen de sobre-rotura por mes (después del estándar).....	99
FIGURA 44. Volumen excedente por disparo (Después del estándar).....	99
FIGURA 45. Tiempo extra por disparo (Después del estándar).....	101
FIGURA 46. Comparativo de la sobre-rotura antes y después del nuevo estándar.....	102

INDICE DE TABLAS

TABLA 1 Índice de la calidad de la roca.....	11
TABLA 2. Valor del índice Q	12
TABLA 3. Factor de fijación y relación de E/B	39
TABLA 4. Variables e Indicadores	43
TABLA 5. Zonificación por zonas	58
TABLA 6. Resumen de reservas	59
TABLA 7. Sub clasificación por código de colores según su RMR.....	64
TABLA 8. Características geomecánicas del macizo rocoso.	67
TABLA 9. Parámetros de perforación	68
TABLA 10. Características de los explosivos.....	72
TABLA 11. Características de los accesorios.....	72
TABLA 12. Equipo de perforación Jumbo SANDVICK de un solo brazo	78
TABLA 13. Análisis de materiales para perforación y voladura.....	78
TABLA 14. Análisis de carga explosiva y accesorios de voladura.....	78
TABLA 15. Análisis de gastos generales, utilidades y costo total	79
TABLA 16. Resumen de tiempos de Operaciones Unitarias.....	82
TABLA 17. Parámetros de carga explosiva para taladros de pre-corte.	86
TABLA 18. Resumen de cálculos obtenidos de perforación para el pre-corte	89
TABLA 19. Resumen de cálculos de carga explosiva para el pre-corte	89
TABLA 20. Equipo de perforación Jumbo SANDVICK de un solo brazo.....	96
TABLA 21. Análisis de materiales para perforación y voladura.....	97
TABLA 22. Análisis de carga explosiva y accesorios de voladura.....	97
TABLA 23. Análisis de gastos generales, utilidades y costo total.	97
TABLA 24. Resumen de tiempos de operaciones unitarias después del estándar	100

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.

Sabemos que la perforación y voladura es una parte muy importante del ciclo de minado, y más aún en operaciones subterráneas, principalmente debido al alto índice de accidentabilidad por caída de rocas.

El proyecto surge por dos razones muy importantes, la primera causa fue la sobre-rotura que generaba sobre costos en limpieza y sostenimiento, la segunda causa fue las demoras que ocasionaba en el ciclo de minado

En Consorcio Minero Horizonte S.A. (CMH), Acumulación Parcoy 1, de acuerdo al estudio de zonificación de geomecánica el cual utiliza el criterio de RMR de Bienawski, en la zona Norte es la siguiente: IV roca mala B – 59%, IV roca mala A – 25%, V roca muy mala – 9%, III roca regular B – 5%, III roca regular A – 2%.

Cómo podemos observar tenemos un macizo rocoso de calidad mala predominante, el cual está formado por granito, granodiorita, tonalitas y micro-tonalitas como roca encajonante, como

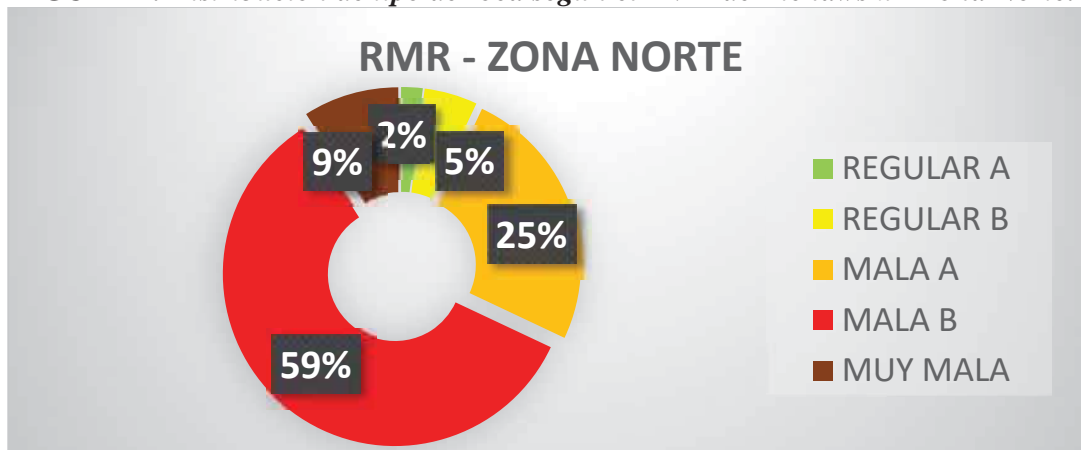
mineral tenemos al cuarzo, piritita, arsenopiritita, esfalerita, galena, calcopiritita y en ocasiones pirrotina y jamesonita. la zona se encuentra altamente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen una forma estructural generado por la dirección de esfuerzos.

La perforación y voladura en Consorcio Minero Horizonte, tenía un estándar establecido donde se aplicaba el pre-corte con carga desacoplada el cual era de forma general para los diferentes tipos de roca que esta unidad presenta, es por el ello que en vista de las falencias presentadas por este estándar y con el apoyo de la gerencia general se realizó el seguimiento, estudio y análisis en perforación y voladura con carga desacoplada para los diferentes tipos de roca que presenta Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte S.A. (CMH).

Para llegar a la solución del problema se hizo seguimiento del BP-2724 desde julio hasta noviembre del 2017 analizando la calidad de los disparos a fin de determinar las posibles causas básicas del problema.

Para este estudio se tomó como referencia la labor de desarrollo BP-2724, con sección de 4.5m. x 4.2m. ya que cuenta con características adecuadas para nuestro estudio y también por ser una de las secciones más grandes que tenemos en la unidad el cual nos podrá dar mejores referencias para un análisis técnico.

FIGURA 1. Distribución de tipo de roca según el RMR de Bienawski - Zona Norte.



Fuente: (Consorcio Minero Horizonte S.A., 2017)

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA.

1.2.1. PROBLEMA GENERAL

¿Como podemos mejorar el pre-corte en la voladura controlada para labores de desarrollo, en la unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte?

1.2.2. PROBLEMAS ESPECIFICOS.

a. ¿De qué forma se podrá disminuir la sobre-rotura en labores de desarrollo, en la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte?

b. ¿En qué medida se podrá disminuir el tiempo del ciclo de minado para labores de desarrollo, en la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION.

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Realizar un estudio y análisis del pre-corte en la voladura controlada para labores de desarrollo en la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS.

c. Controlar la sobre-rotura en labores de desarrollo en la unidad, Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte.

d. Disminuir el tiempo en el ciclo de minado de labores de desarrollo, en la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte.

1.4. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACION.

En la actualidad la falta de un estándar adecuado en el pre-corte, es la causa principal por la cual se tienen retrasos en el ciclo de minado generando sobre rotura y en algunos casos voladura secundaria, estos procesos adicionales en el ciclo de minado retrasan las operaciones generando

un efecto domino con los siguientes procesos productivos del ciclo de minado, estos procesos adicionales y retrasos se ven reflejados en el aumento de costos operativos que generan a la Unidad Minera Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte (CMH).

Es por ello que la gerencia de operaciones y el área de perforación y voladura en coordinación con las áreas de geomecánica y operación mina, realizo el análisis y estudio para la estandarización del pre-corte en la voladura controlada.

1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO.

No se enfatizó en los costos operativos tales como: acarreo, sostenimiento, personal, entre otros, pues son costos que se consideran muy desligados del estudio que realizamos. solo nos enfatizaremos en los costos involucrados en el proceso de perforación y voladura.

CAPITULO II

MARCO TEORICO.

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.

2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES.

1. La tesis titulada: “Diagnostico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, Mina El Teniente”
 - Objetivo: El objetivo general de este estudio es efectuar un diagnóstico técnico de las operaciones de Perforación y Tronadura de desarrollo horizontal en la “Mina Reservas Norte” de Codelco Chile División El Teniente
 - Realizado por: Music Garrido, Andrés Alejandro

2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES.

2. La tesis titulada: “Aplicación del método Holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad parcoy – Consorcio Minero Horizonte S.A.”
 - Objetivo: Realizar un análisis exhaustivo del diseño de voladura aplicando el método Holmberg en la Unidad Parcoy. (Carrasco Rojas, 2015)
 - Realizado por: Carrasco Rojas, Paulo Víctor

3. Tesis titulada: “Control de realces de labores de preparación y desarrollo en tramos de fallas, aplicando evaluación geomecánica y voladura controlada en la Unidad Minera Consorcio Minero Horizonte S.A.”

- Objetivo: Determinar la influencia de geomecánica y voladura controlada en el control de realces en labores de desarrollo y preparación en la Unidad Minera C.M.H. S.A.
- Realizado por: Dueñas Hanco, Nilson Aurelio

2.2. BASES TEORICAS.

2.2.1. LA ROCA.

Se refiere al material que está formado por un conjunto, ya sea compactado o no, de minerales definidos y que son los que de manera natural están hechos el manto y la corteza terrestre y también los equivalentes de otros planetas semejantes a la tierra. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 18)

Las rocas pueden estar compuestas por varias especies de minerales (rocas compuestas) o bien por una sola (rocas monominerálicas). Mayormente, la roca es un material muy duro, aunque también se pueden encontrar algunas suaves, como pueden ser las rocas arcillosas y los yesos

2.2.1.1. Propiedades de las rocas que afectan la perforación.

- **Dureza:** Se entiende por dureza la resistencia de una capa superficial a la penetración en ella de otro material más duro. La dureza de las rocas es el primordial tipo de resistencia a superar durante la perforación, pues cuando se logra la penetración de la broca el resto de las acciones se desarrollan más fácilmente. (EXSA, 2009)

- **Resistencia:** Se llama resistencia mecánica de una roca a la propiedad de oponerse a su distribución bajo una carga exterior, estática o dinámica.

Las rocas oponen una resistencia máxima a la compresión; comúnmente la resistencia a la tracción no pasa de un 10% a 15%, de la resistencia a la compresión. (EXSA, 2009)
- **Elasticidad:** La mayor parte de los minerales constituyentes de las rocas tienen un comportamiento elástico-frágil, que obedece a la ley de Hooke, y se destruyen cuando las tensiones sobrepasan el límite de elasticidad.

Las propiedades elásticas de las rocas se caracterizan por el módulo de elasticidad “E” y el coeficiente de Poisson “ν” (EXSA, 2009)
- **Plasticidad:** Como se ha mencionado anteriormente, en algunas rocas, a la distribución le precede la deformación plástica. Esta comienza cuando las tensiones en la roca superan el límite de elasticidad.

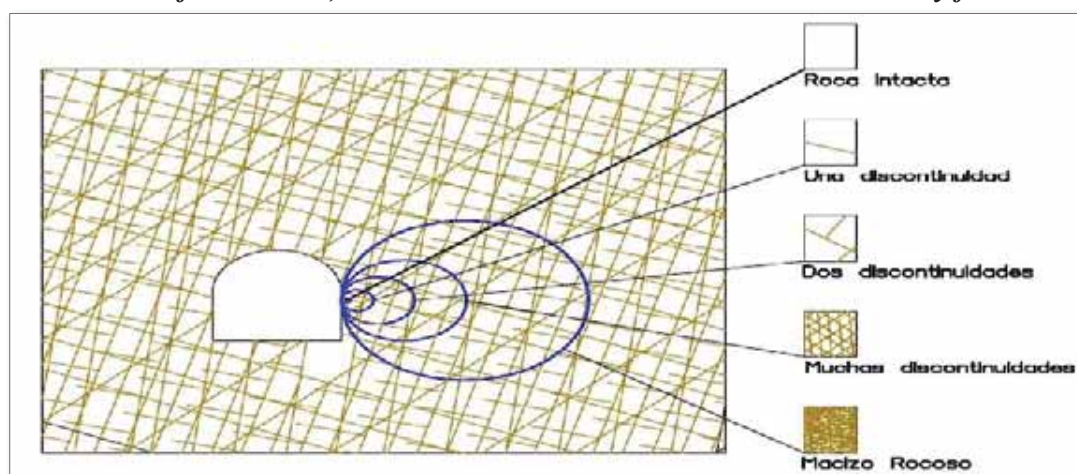
La plasticidad depende de la composición mineral de las rocas y disminuye con el aumento del contenido de feldespato, cuarzo y otros minerales duros. Las arcillas húmedas y algunas rocas homogéneas tienen altas propiedades plásticas. (EXSA, 2009)
- **Abrasividad:** Es la capacidad de las rocas para generar desgaste en la superficie de contacto de otro cuerpo más duro, en el proceso de fricción durante la rotación. (EXSA, 2009)
- **Textura:** Se refiere a la configuración de los granos de minerales constituyentes de esta. Se presenta a través del tamaño de los granos, la forma, la porosidad, etc. Todas estas características tienen una influencia significativa en el rendimiento de la perforación. (EXSA, 2009)

- **Estructura:** Las propiedades estructurales de los macizos rocosos, tales como esquistosidad, planos de estratificación, juntas, diaclasas y fallas, así como el rumbo y el buzamiento de estas influyen en el paralelismo de los barrenos, a los rendimientos de perforación y a la estabilidad de las paredes de los taladros. (EXSA, 2009)

2.2.2 MACIZO ROCOSO.

El macizo rocoso es el conglomerado de bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades por las que se ve afectado como son fallas, juntas, pliegues, planos de estratificación etc. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y heterogéneos, siendo la consecuencia más importante de ello el efecto escala (Cunha 1990), y que las propiedades tenso-deformacionales de los macizos son de naturaleza anisotrópica. El efecto escalar corresponde a una disminución de la resistencia y propiedades de deformación de la roca a medida que aumenta el volumen de la muestra. La extrapolación de los resultados de los ensayos a escala de macizo sólo puede tener validez si el volumen de la muestra que se ensaya es representativo del conjunto. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004)

FIGURA 2. *Efecto escala, desde roca intacta hasta un macizo rocoso muy fracturado.*



Fuente: Cámara Minera del Perú (CAMIPER)

2.2.2.1. Características del macizo rocoso.

- Litología.
- Fracturas preexistentes.
- Tensiones de campo.
- Presencia de agua.
- Temperatura del macizo rocoso.

2.2.3. GEOMECANICA

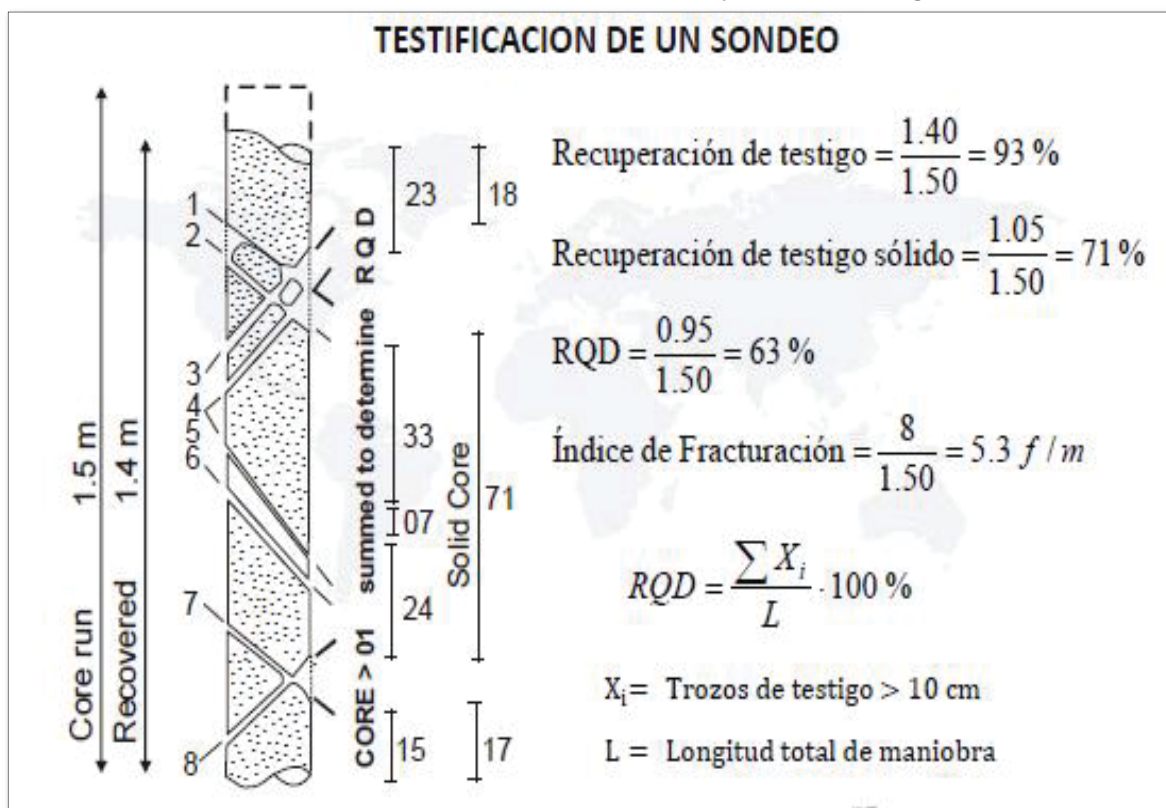
La geomecánica es la disciplina que estudia las cualidades mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación. Esta disciplina está fundamentada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos, que vinculan el comportamiento de la formación bajo los cambios de esfuerzo producto de las operaciones de perforación y voladura. Aunque las teorías de la geomecánica fueron realizadas a inicios de siglo, las aplicaciones mineras empiezan a tener mayor divulgación al comienzo de la década de los 70, y por lo tanto esta es una disciplina nueva para la ingeniería. La geomecánica utiliza resultados experimentales de campo y laboratorio conjuntamente con soluciones analíticas para solucionar problemas particulares. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004)

2.2.3.1. Clasificación Geomecánica.

- **Índice de calidad de la roca RQD (Rock Quality Designation).**

Desarrollado por Deere entre 1963 y 1967, se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 0.1 m de longitud (en su eje) sin tomar en cuenta las fracturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. (Cámara Minera del Perú, 2019)

FIGURA 3. Procedimiento de medición y cálculo de RQD.



Fuente: Cámara Minera del Perú (CAMIPER)

➤ **Sistema RMR (Rock Mass Rating), Bieniawski**

La clasificación RMR- Rock Mass Rating (Bieniawski 1973, con actualizaciones en 1979, 1989 y 2014 por Bieniawski, P. Varona, B. Celada, I. Tardáguila y A. Rodríguez) sirve para caracterizar macizos rocosos según su calidad en función del índice obtenido. Tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia a compresión simple de la roca.
- Parámetro RQD (Rock Quality Designation Deree et al. 1967).
- Estado de las discontinuidades.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

La suma de la puntuación de cada uno de los parámetros se expresa mediante el índice RMR cuyo valor se encuentra entre 0 a 100. Cuando mejor es la calidad de la roca, más elevado es dicho valor. De esta manera, Bieniawski distinguió cinco clases de roca (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004)

TABLA 1 Índice de la calidad de la roca.

CLASE DE ROCA					
R.M.R.	<u>81 - 100</u>	<u>61 - 80</u>	<u>41 - 60</u>	<u>21 - 40</u>	<u>< 20</u>
CLASE	<u>I</u>	<u>II</u>	<u>III</u>	<u>IV</u>	<u>V</u>
DESCRIPCIÓN	<u>Muy buena</u>	<u>Buena</u>	<u>Media</u>	<u>Mala</u>	<u>Muy mala</u>

Fuente: (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004)

➤ **Sistema Q de Barton (N.G.I)**

En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado índice de calidad Q (Barton et al. 1974): el cual se calcula con la siguiente formula (Cámara Minera del Perú, 2019)

$$Q = \frac{R}{J} * \frac{J}{J} * \frac{J}{S}$$

Basado en los seis parámetros siguientes:

$R.Q.D.$: Grado de fracturación del macizo rocoso.

J_1 : Número de familias de juntas.

J_1 : Rugosidad de las juntas.

J_1 : Meteorización de las juntas.

J_1 : Agua en las juntas.

$S.R.F.$: (Stress Reduction Factor).

En función del valor del Índice Q Barton clasifica a los macizos rocosos en las siguientes clases:

TABLA 2. Valor del índice Q

TIPO DE MACIZO ROCOSO	VALOR DE Q
Excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Extremadamente mala	0.01 - 0.1
Muy mala	0.1 - 1
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy buena	40 - 100
Extremadamente buena	100 - 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

Fuente: (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004)

2.2.4. PERFORACIÓN.

Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su objetivo es abrir agujeros cilíndricos en la roca, designados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes. Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el agrietamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una longitud generada por la longitud del barreno utilizado.

La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo. En perforación tienen mucha importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y la abrasividad. Esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando ésta se adelgaza (brocas chupadas) (López Jimeno, 2003)

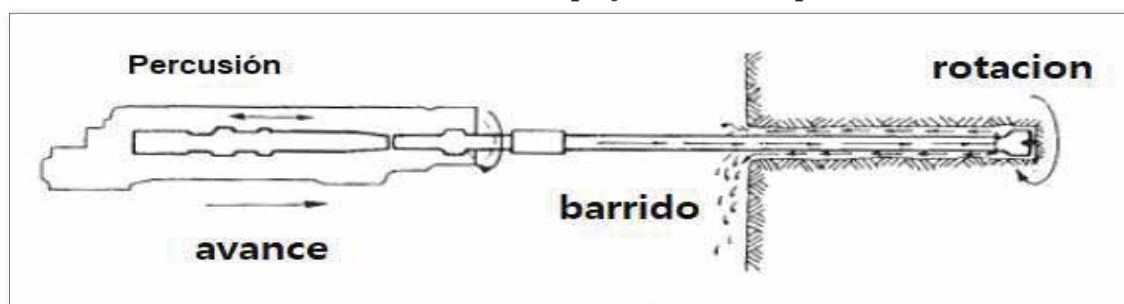
La perforación ha roto-percusión se rige en la combinación de las siguientes acciones:

- **Percusión:** Los impactos producidos por el golpe del pistón producen unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el

martillo en cabeza- fuera del taladro) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo-dentro del taladro).

- **Rotación:** Con este movimiento se hace rotar la broca para que los golpes se produzcan sobre la roca en diferentes posiciones.
- **Empuje:** sirve para mantener en contacto la broca de perforación con la roca que ejerce un empuje sobre la barra de perforación.
- **Barrido:** El fluido de barrido permite extraer los detritos del fondo del barreno.

FIGURA 3. Secuencia de perforadora roto-percusiva



Fuente: (EXSA, 2009)

2.2.5. VOLADURA.

La acción de un explosivo y a la consecuente respuesta del rocoso circundante, incluyendo factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complicado mecanismo de interacción. (EXSA, 2009)

Una explicación fácil, generalmente aceptada, que facilita varios de los conceptos considerados en estas teorías, nos indica que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo muy corto, de muy pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga explosiva, comprendiendo desde el principio de la fracturación hasta el total desplazamiento del material disparado. (López Jimeno, 2003)

2.2.5.1. Mecanismo de fragmentación de la roca.

En la fragmentación de macizos rocosos con explosivos intervienen, al menos, ocho mecanismos de rotura, con mayor o menor responsabilidad, pero partícipes todos en los resultados de las voladuras (López Jimeno, 2003)

➤ Trituración de la roca.

En la primera etapa de la detonación, la presión en el frente de la onda de choque que se expande de forma cilíndrica alcanzando valores que sobrepasan ampliamente la resistencia dinámica a compresión de la roca generando la destrucción de su estructura intercrystalina e intergranular.

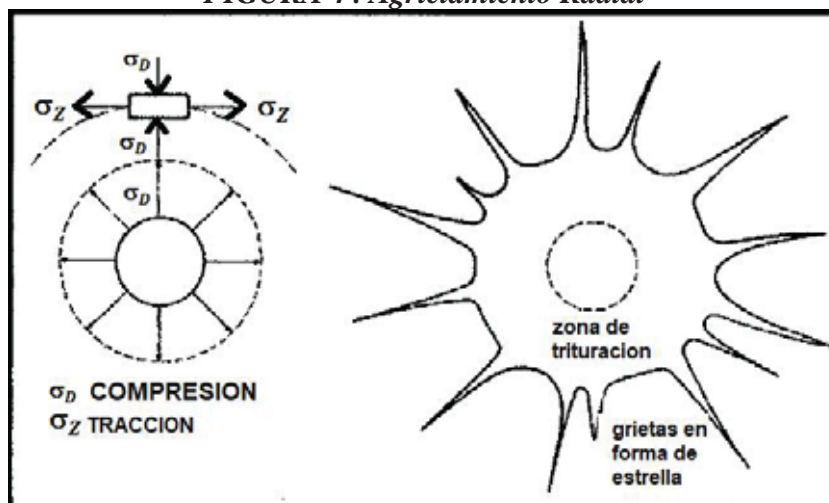
El tamaño del anillo de roca triturada incrementa con la presión de detonación del explosivo y con el acoplamiento de la carga a las paredes del taladro.

Según Duvall y Atchison (1957) con explosivos de alta potencia y en rocas porosas puede llegar a tener un radio de hasta 8 D, pero lo normal es que oscile entre 2 y 4 D. (López Jimeno, 2003)

➤ Agrietamiento radial.

Durante la propagación de la onda de choque, la roca que rodea al barreno es sometida a una inmensa compresión radial que genera componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda. Cuando las tensiones exceden la resistencia dinámica a tracción de la roca se genera la formación de una densa zona de fracturas radiales circundante a la zona triturada que rodea el taladro. (López Jimeno, 2003)

FIGURA 4 . Agrietamiento Radial



Fuente: Manual P& V López Jimeno.

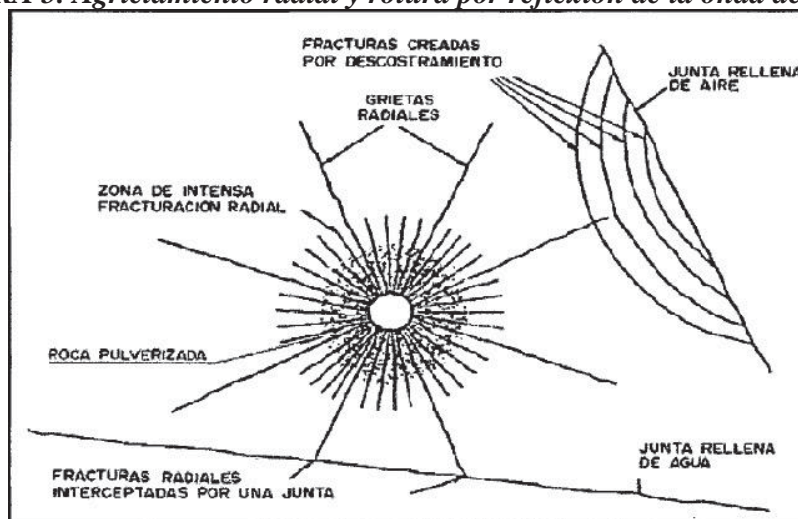
El número y longitud de esas grietas radiales aumenta con:

1. La intensidad de la onda de choque en las paredes del taladro o en el límite externo del anillo de roca triturada.
2. La disminución de la resistencia dinámica a tracción de la roca y el factor de atenuación de la Energía de Tensión.

Detrás de esa zona interna de inmenso agrietamiento, algunas grietas progresan de forma considerable distribuidas aleatoriamente alrededor del taladro. La velocidad de propagación de las fracturas es de 0.15 a 0.40 veces la de la onda de choque, aunque las primeras micro fisuras se generan en un tiempo muy corto del orden de 2 ms.

Cuando la roca presenta grietas naturales la extensión de las grietas guarda una estrecha relación con éstas. Si las columnas de explosivo son interceptadas longitudinalmente por fallas existentes, éstas se abrirán por efecto de la onda de choque y se limitará el desarrollo de las grietas radiales en diferentes direcciones. Las fracturas paralelas a los taladros, pero a cierta distancia de éstos, interrumpirán la propagación de las fracturas radiales (López Jimeno, 2003)

FIGURA 5. Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque



Fuente: Manual P&V López Jimeno

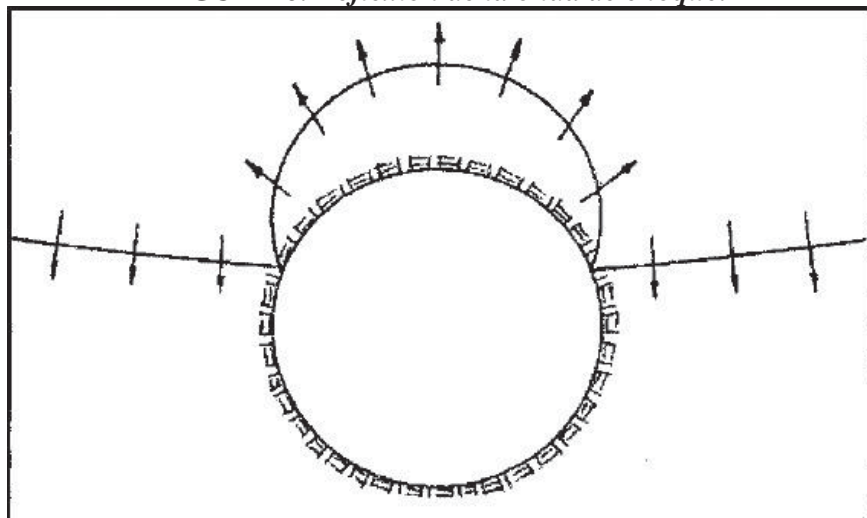
➤ **Reflexión de la onda de choque.**

Cuando la onda de choque consigue una cara libre se generan dos ondas, una de tracción y otra de cizallamiento. Esto sucederá cuando las fracturas radiales no se hayan propagado más que una distancia equivalente a $1/3$ de la que existe desde la carga a esa cara libre. Aunque la magnitud relativa de las energías asociadas a las dos ondas depende del ángulo de incidencia de la onda de choque inicial, la fracturación es ocasionada generalmente por la onda de tracción reflejada. (López Jimeno, 2003)

Si las tensiones de tracción sobre pasan la resistencia dinámica de la roca se generara hacia el interior el fenómeno conocido como descostramiento o spalling. En las rocas las resistencias a tracción alcanzan valores entre un 5% y un 15% de las resistencias a compresión. (López Jimeno, 2003)

El frente de la onda reflejada es más convexo que el de la onda incidente, por lo que el índice de disipación de la energía de la onda de tracción es mucho mayor cuando la superficie es cilíndrica, como la del taladro central de un arranque, que cuando se cuenta de un plano como sucede en una voladura.

FIGURA 6. Reflexión de la onda de choque.



Fuente: Manual P&V López Jimeno

Este mecanismo contribuye relativamente poco al proceso global de fragmentación, estimándose que la carga de explosivo necesaria para generar la rotura de la roca por la acción única de la reflexión de la onda de choque sería ocho veces mayor que la carga normal. Sin embargo, en las discontinuidades internas del macizo rocoso que están próximas a la carga, esto es a distancias menores de $1.5D$, y no se encuentran rellenas con material de meteorización, el efecto de esta reflexión de las ondas es mucho más significativo por la diferencia de impedancias. (López Jimeno, 2003)

➤ **Extensión y apertura de las grietas radiales.**

Posterior al paso de la onda de choque, la presión de los gases genera un área de tensiones cuasi-estático alrededor del taladro. Durante o después de la formación de las grietas radiales por la componente tangencial de tracción de la onda, los gases comienzan a expandirse y penetrar en las grietas. (López Jimeno, 2003)

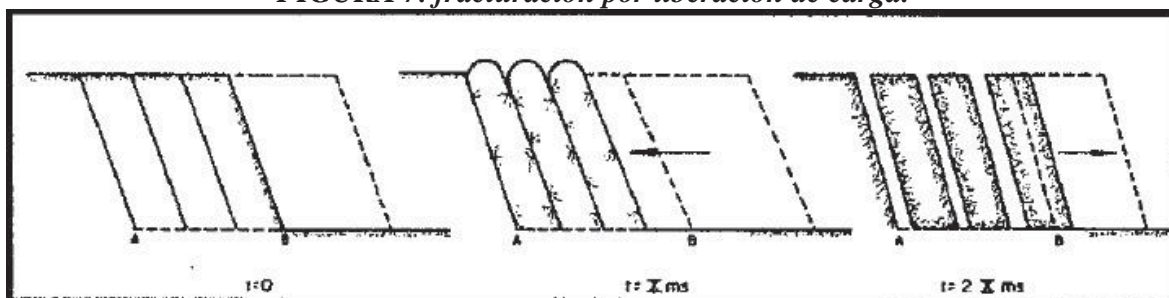
Las grietas radiales se propagan bajo la influencia de la concentración de tensiones en los extremos de las mismas. El número y distancia de las grietas abiertas y desarrolladas depende generalmente de la presión de los gases, por lo que una salida

prematura de éstas por un retacado inadecuado o por la presencia de alguna zona débil del frente libre puede inducir a un menor aprovechamiento de la energía del explosivo. (López Jimeno, 2003)

➤ **Fracturación por liberación de carga.**

Antes de que la onda de choque alcance la cara libre efectiva, la energía total propagada a la roca por la compresión inicial varía entre el 60% y el 70% de la energía de la voladura (Cook et al 1966). Posterior al paso de la onda de compresión, se produce un estado de equilibrio cuasi-estático, seguido de una súbita caída de presión en el taladro, debido al escape de los gases a través del retacado, de las grietas radiales y al desplazamiento de la roca. La Energía de Tensión almacenada se libera muy rápidamente, generándose sollicitaciones de tracción y cizallamiento que provocan la rotura de la masa rocosa. Esto afecta a una gran parte de roca, no sólo por delante de los taladros, sino incluso por detrás de la línea de corte de la voladura, habiéndose llegado a identificar daños a longitudes de varios metros. (López Jimeno, 2003)

FIGURA 7. fracturación por liberación de carga.



Fuente: Manual P&V López Jimeno

➤ **Fracturación por cizallamiento**

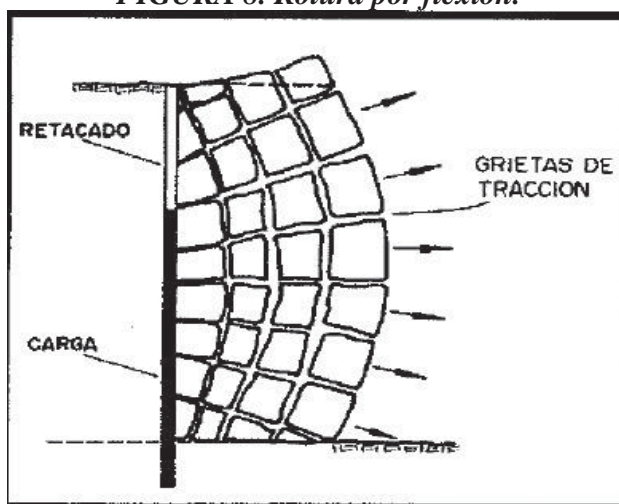
En formaciones rocosas sedimentarias cuando los estratos presentan distintos módulos de elasticidad o parámetros geomecánicos, se genera la rotura en las superficies de

separación a la propagación de la onda de choque por las tensiones diferenciales o cortantes en dichos puntos. (López Jimeno, 2003)

➤ **Rotura por flexión.**

Durante y después de los procesos de agrietamiento radial y descostramiento, la presión generada por los gases de explosión sobre el material situado frente a la columna de explosivo hace que la roca actúe como una viga doblemente empotrada en el fondo del taladro y en la zona del atacado, generándose la deformación y el agrietamiento de la misma por los fenómenos de flexión. (López Jimeno, 2003)

FIGURA 8. Rotura por flexión.



Fuente: Manual P&V López Jimeno

➤ **Rotura por colisión.**

Los fragmentos de roca generados por los procesos anteriores y acelerados por los gases son proyectados hacia la superficie libre, colisionando entre sí y dando lugar a una fragmentación adicional, que se ha puesto en conocimiento estudios con fotografías ultrarrápidas. (López Jimeno, 2003)

2.2.6. VOLADURA CONTROLADA.

El objetivo de la Voladura Controlada es evitar la sobre-rotura de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobre excavación (*overbreak*).

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el fracturamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy relevante en trabajos subterráneos de labores permanentes, para prevención de caída de rocas y otros riesgos, y en superficie sirve para la estabilizar taludes en cortes para carreteras y otros. (EXSA, 2009)

FIGURA 9. Imagen Sin Voladura Controlada



Fuente: Manual de Perforación y Voladura EXSA.

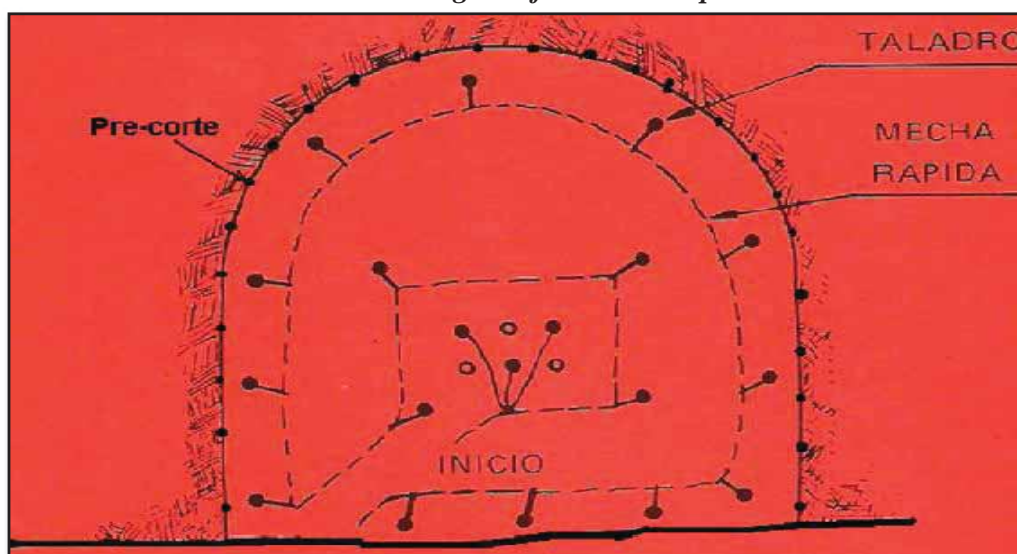
FIGURA 10. Imagen con Voladura Controlada



Fuente: Manual de Perforación y Voladura EXSA

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja potencia colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de corte continuo, que divida la superficie final de un corte o excavación. (EXSA, 2009)

FIGURA 11. Imagen referencial del pre-corte



Fuente: (EXSA, 2009)

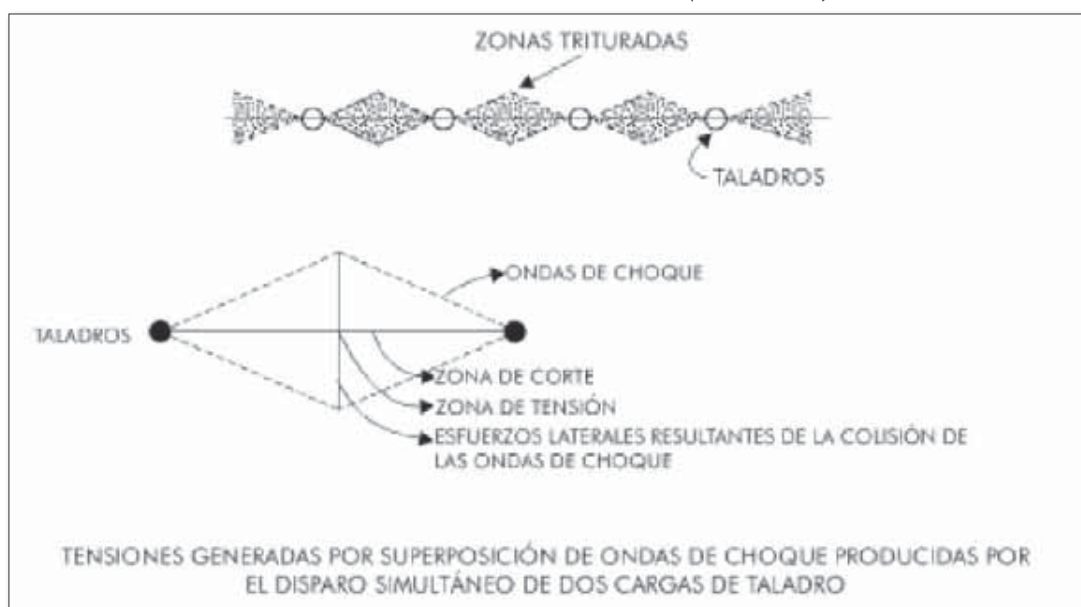
2.2.6.1. Teoría del método.

Una carga explosiva convencional acoplada, que llena totalmente un taladro, al detonar crea un área adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transmisión, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión realizan fracturas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial. Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a dirigirse por igual en todas direcciones, hasta que, por colisión de las dos ondas de choque en el punto de equilibrio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial. (EXSA, 2009)

Las tracciones realizadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo fisuramiento y favoreciendo la transmisión de las grietas radiales en la dirección de corte proyectado, generándose esto en especial cuando dos taladros son cercanos. seguidamente estas grietas se amplían y extienden bajo la acción de cuña de los gases de explosión que se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de gases permite obtener un plano de fractura definido. Según esto, el mecanismo de trabajo de una voladura de perfilado comprende a dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión.

La presión de gases es muy importante en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que inician de los taladros cercanos. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera. (EXSA, 2009)

FIGURA 12. Partes del método (Pre-Corte)



Fuente: (EXSA, 2009)

➤ **Ventajas de la voladura controlada.**

- a. Produce superficies de roca lisas y estables.
- b. Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre rotura, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura. También facilita el transporte de los detritus de voladura, por su menor tamaño.
- c. Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el auto sostenimiento de las excavaciones.
- d. En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructura débiles e inestables. (EXSA, 2009)

➤ **Desventajas de la voladura controlada.**

- a. Mayor costo que la voladura convencional porque requiere más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados para no dañar la roca circundante.
- b. Mayor demora en la operación, por el incremento del trabajo de perforación.
- c. En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material panizo, incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes. (EXSA, 2009)

2.2.6.2. Voladura De Pre-Corte.

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantáneos.

El disparo de los taladros de pre-corte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 m el disparo es pues en dos etapas.

Normalmente es necesario efectuar algunos disparos de prueba para conocer el comportamiento de la roca y ajustar parámetros, pero como guía puede aplicarse algunas formulas propuestas para el caso, como las de C. Konya.

Estos valores por norma deben darse en el equivalente métrico. En la mayoría de aplicaciones de pre-corte no se estila sobre perforación. En algunos casos se aplica una carga concentrada de 2 a 3 veces al fondo del taladro, en otros toda la columna es desacoplada, es decir de poca energía y de menor diámetro que el del taladro.

Existen diferentes criterios respecto a la necesidad de taquear o no lo taladros, y sobre la longitud del taco teniendo en cuenta la necesidad de mantener retenidos los gases de explosión en los taladros. Usualmente las rocas competentes no requieren taco mientras que sí son necesarios en las rocas fisuradas e incompetentes. (EXSA, 2009)

2.2.6.3. Voladura De Re-Corte.

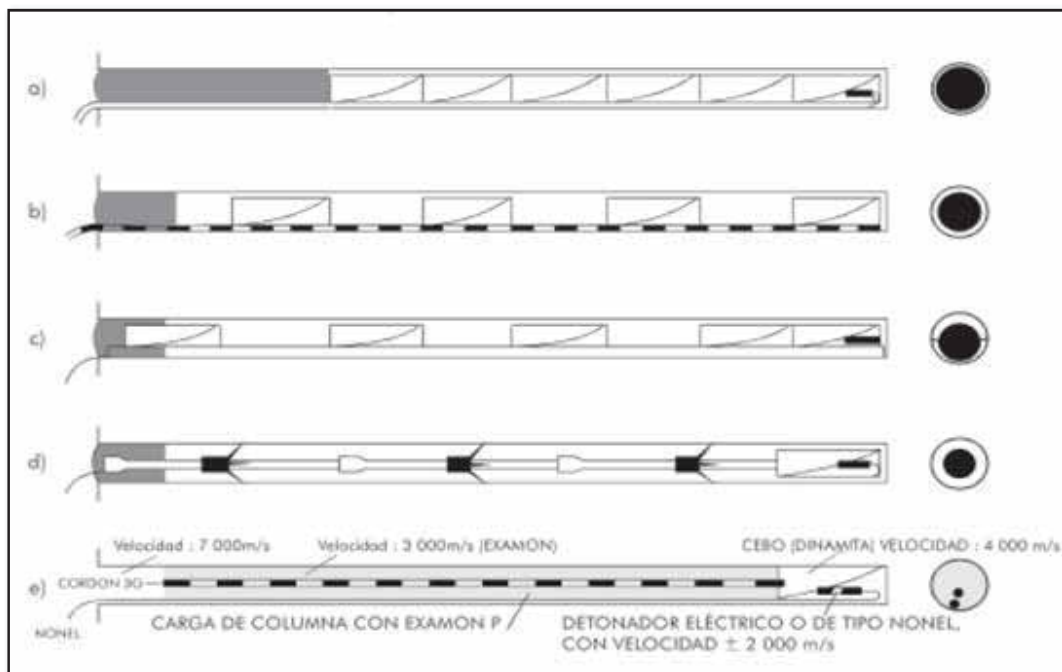
Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura “principal” o de producción.

El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de pre-corte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre, el espaciamiento normalmente es mayor que en el pre-corte.

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de re-corte.

Las condiciones de confinamiento de ambas son diferentes, en el pre-corte mientras no sale la voladura principal en burden es infinito, en tanto que en el recorte el burden tiene una distancia definida y razonable, después de haber salido la voladura principal, de modo que puede ser estimado en el diseño de la voladura. El burden debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se “encadenen” apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de burden se desplace. (EXSA, 2009)

FIGURA 13. Diseños para el carguío de taladros.



Fuente: Manual de perforación y voladura.

2.2.6.4. Condiciones necesarias para la voladura controlada en subsuelo

Aplicables para labores de desarrollo como: cruceros, bypass, galerías, rampas y otros como obras civiles.

a. Perforación:

- El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.
- La precisión de la perforación es primordial, debe mantenerse la simetría y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar, para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte. Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobre-rotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15m. al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados.
- El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio, burden baja, para precorte el espaciado será de 8 a 12 veces el diámetro, considerándose el burden infinito. Así en la práctica son esenciales espaciamientos entre 0,3 y 0,6 m. (EXSA, 2009)

b. Carga.

Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

- Explosivos especiales de baja energía y velocidad, usualmente en cartuchos de pequeño diámetro, como el *Exsacorte*, *exsablock* u otros.
- La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), usualmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) para poder crear un anillo de aire alrededor del explosivo que disipe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y debe distribuirse a todo lo largo del taladro (esto

se facilita por ejemplo con los cartuchos largos de *Exsacorte* que cuentan con plumas centradoras plásticas). (EXSA, 2009)

c. Carga de fondo.

Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo.

Es muy necesario sellar los taladros con taco inerte (*steming*) para aprovechar los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo ó succionada por la descompresión sub siguiente a la voladura previa del disparo principal. (EXSA, 2009)

d. Disparo.

El disparo de todos los taladros del contorno debe ser en simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo con tiempos cercanos (si el perímetro a cortar es grande), caso contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido separado. Debe tomarse en cuenta que la velocidad pico de partícula generada por el disparo puede llegar a causar excesivo daño a la roca remanente. (EXSA, 2009)

2.2.7. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.

2.2.7.1. Potencia y Energía.

➤ Potencia.

La potencia es el trabajo útil realizado por un explosivo. Está relacionado al contenido de su energía.

Potencia Absoluta por Peso (AWS).

Esta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías), en cada gramo de explosivo. Ejemplo: la A WS del ANFO es 900 cal/g.

Potencia Absoluta por Volumen (ABS).

Esta es le medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cúbico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la A WS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS \times (\text{Densidad})_{\text{explosivo}}.$$

Potencia Relativa por Peso (RWS).

Esta es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO.

Esta se calcula dividiendo la A WS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100.

$$R = \left(\frac{A}{A} \frac{e.}{A} \right) \times 100$$

Potencia Relativa por Volumen (RBS)

Esta es la energía disponible por volumen de explosivo comparado a igual volumen de ANFO, con una densidad de 0,85 g/cc. Esto se calcula dividiendo la ABS de un explosivo por la ABS del ANFO y multiplicado por 100. (EXSA, 2009)

$$R = \left(\frac{A_{e:}}{A} \right) \times 100$$

➤ **Energía.**

Los explosivos son sustancias que en milisegundos liberan su energía química como calor para formar productos gaseosos y sólidos en descomposición a elevadas temperaturas y presiones. El calor y los productos densos de la detonación producen ondas de choque en el medio circundante y en su expansión imparte energía cinética hacia a dicho medio. La energía, o calor, liberado por la reacción química del explosivo éste mismo y sus productos de la reacción son llamados comúnmente "calor de detonación" y es calculado por la siguiente fórmula: (EXSA, 2009)

$$Q = H_f \text{ productos} - H_f \text{ reactantes}$$

Donde: ΔH es calor de formación.

2.2.7.2. Velocidad de detonación.

Esta es aquella al cual el frente de detonación se mueve a través de una columna explosiva. Esta velocidad varía de 2400 a 7950 m/seg., para la mayor parte de los explosivos comerciales. La onda de detonación empieza en el punto de iniciación de la columna explosiva y viaja a una velocidad supersónica. (EXSA, 2009)

2.2.7.3. Densidad.

La densidad de una mezcla explosiva se expresa generalmente en gr/cc o tm/m³. En los explosivos granulares la densidad y la energía están correlacionados; la energía aumenta con

la densidad, como en el caso de la dinamita. En los explosivos basados en agua, la densidad y la energía no están relacionadas, dos emulsiones con la misma densidad pueden variar considerablemente en la entrega de energía. En rocas densas se debe usar explosivos densos porque incide en la velocidad de detonación. (EXSA, 2009)

2.2.7.4. Presión de detonación.

La presión de detonación de un explosivo es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Se mide en el plano C-J de la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo, como ya se ha indicado. Aunque la presión de detonación de un explosivo depende, también de la densidad y de la VD, de los ingredientes de que esté compuesto. (EXSA, 2009)

2.2.7.5. Estabilidad.

Los explosivos deben ser químicamente estables y no desintegrarse en condiciones ambientales normales. Una forma de probar la estabilidad es mediante la prueba Abel, para la cual se realiza el calentamiento de una muestra durante un tiempo determinado y a una temperatura específica, observando el momento en que se inicia su desintegración. Por ejemplo, la nitroglicerina a 80°C tarda 20 minutos en desintegrarse. La estabilidad de los explosivos es una de las propiedades que está relacionada con el tiempo máximo de almacenamiento de dichas sustancias para que éstas no se vean dañadas en los efectos desarrollados en las voladuras. (EXSA, 2009)

2.2.7.6. Sensibilidad.

Esta propiedad incluye varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo.

- Acción controlada: La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (ejemplo: un detonador). (EXSA, 2009)
- Acción incontrolada: La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque. (EXSA, 2009)

2.2.7.7. Simpatía.

La transmisión por simpatía es el fenómeno que se produce cuando un cartucho al detonar induce en otro próximo su explosión. Una buena transmisión dentro de los taladros es la facilidad para conseguir la completa detonación de las columnas de explosivo. Pero cuando esos taladros se hallan próximos o las cargas dentro de ellos se diseñan espaciadas, se puede producir la detonación por simpatía por medio de la transmisión de la onda de tensión a través de la roca, por la presencia de aguas subterráneas y discontinuidades estructurales o por la propia presión del material inerte de los retacados intermedios sobre las cargas circundantes. En todos estos casos los resultados de fragmentación y vibraciones se verán perjudicados seriamente. (EXSA, 2009)

2.2.8. DISEÑO DE MALLA Y CALCULO DE VOLADURA PARA VOLADURA PRINCIPAL ó DE PRODUCCION.

El diseño de las mallas de perforación en Consorcio Minero Horizonte se realiza utilizando el modelo matemático de R. Holmberg, las cuales después del cálculo realizado son sujetas a pruebas de campo, lo cual es muy importante ya que se contrasta lo teórico con lo práctico. Estas pruebas nos dan datos para tomar en cuenta en el diseño final de las mallas de

perforación las cuales posteriormente pasaran a formar parte del estándar de la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte. (Dueñas Hanco, 2017)

2.2.8.1. Teoría para calcular el burden.

Paso 1: Cálculo del burden para el arranque.

$$B_1 = 1.7 \times \emptyset_e - F = 1.7 \times \emptyset_e - (\alpha * L_{t_1} + \beta)$$

Donde:

E_p = error de perforación (m)

$$E_p = (\alpha \cdot L + e) = (0.01 (3.19) + 0.02) = 0.052$$

α = Desviación angular (m/m) = 0.01 m

L = Profundidad de los taladros (m)

$L = (\text{longitud de barra}) * (\text{eficiencia de perforación})$

β = error de emboquille (m) = 0.02 m

B_1 = Burden práctico del arranque (m).

L_{t_1} = Profundidad del taladro perforado (m)

\emptyset_e = Diámetro equivalente

F = Máxima desviación de la perforación (m).

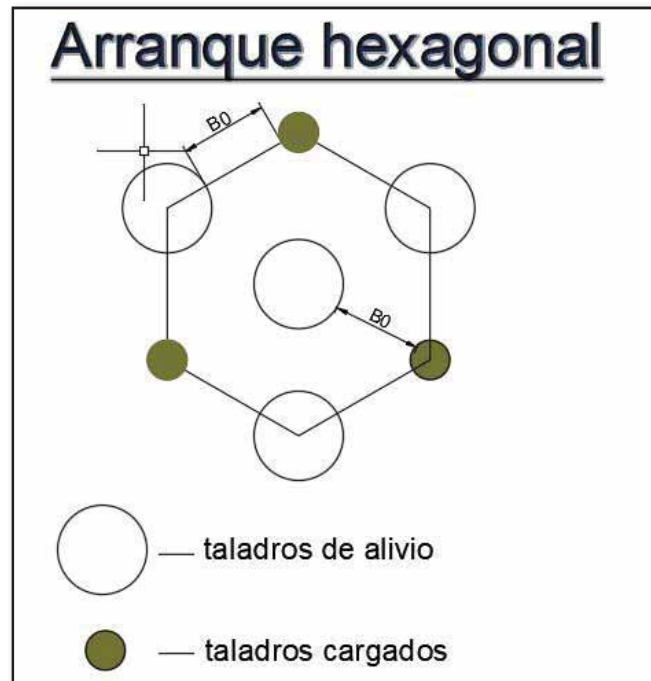
$$L_{t_1} = (L \cdot b) \times (e_p \cdot p)$$

$$L_{t_1} = 11p \times 0.95 \times \frac{0.3048m}{p} = 3.19m$$

$$B_1 = 1.7 \times \emptyset_e - F = 1.7 \times 0.144m - (0.01 \times 3.19m + 0.02m)$$

$$B_1 = 0.24m$$

FIGURA 14. Arranque hexagonal



Fuente: Área perforación y voladura (CMH)

Paso 2. Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo (q_1)

El cálculo se hará según la ecuación:

$$q_1 = 55 \times \varnothing_t \left(\frac{B_1}{\varnothing_e} \right)^{1.5} \times \left(B_1 - \frac{\varnothing_e}{2} \right) \times \left(\frac{c}{0.4} \right) \times \frac{1}{P_{se} \quad 4\%}$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

\varnothing_t = Diámetro del taladro de producción (m)

\varnothing_e = Diámetro del taladro equivalente (m)

$P_{se} \quad 4\%$: Potencia relativa por peso

B_1 = Burden teórico (m)

C = Constante de roca (la cantidad de explosivo necesaria para mover 1m³ de

Roca. C ∈ [0.2 - 0.4]

Cálculo de la constante de roca "c".

Para calcular la constante de roca primeramente se calcula el consumo (Dueñas Hanco, 2017)

Específico (C.E) de explosivo con la fórmula modificada de Ashby:

$$C.E = \frac{0.56 \times \rho_r \times \left(\frac{G + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - R}{3.3}}}$$

Donde:

ρ_r : Peso específico de roca 2.65 TM/m³

G : Geological Strength Index (índice de Resistencia geológica) ($G = 30$)

R : Índice de calidad de la roca ($R = 38\%$)

Reemplazando los datos se tiene:

$$C.E = \frac{0.56 \times 2.65 \times \left(\frac{30 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 38}{3.3}}}$$

$$C.E = 0.215k /m^3$$

Ahora, se calcula la constante de roca sueca “C” según la ecuación:

C = Constante de roca (la cantidad de explosivo necesaria para mover 1m³ de roca. C ∈ [0.2 - 0.4]

De forma concreta el modelo de Holmberg solo permite constantes de 0,2 a 0,4 y como lo específica hace referencia a kg/m³, sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones. Así que solo se puede tomar valores entre ese intervalo, no más ni menos, por lo tanto, se tiene que buscar el valor que mejor represente a la roca a evaluar de acuerdo a la experiencia; es algo confuso por que en otros modelos se encuentra el mismo factor con otros valores, pero repitiendo con otros modelos, son valores que se tomaron en la elaboración del modelo.

$$C = 0,8784 \times C.E + 0,0052 \quad C.E: \text{Consumo específico de explosivo}$$

$$C = 0,8784 \times 0,215 + 0,0052 = 0,20 \text{ kg/m}^3$$

Ahora, se calcula potencia relativa por peso (P_{se}): según la ecuación:

$$P_{se} \quad 45\% = \frac{5}{6} \left[\frac{Q}{Q_0} \right] + \left[\frac{1}{6} \right] \left[\frac{V}{V_0} \right]$$

Donde.

Q₀: Calor de explosión de dinamita por la detonación (Q₀ = 5 MJ / Kg)

V₀: Volumen de gas liberado de dinamita por la detonación (V₀ = 0.85 m³/Kg)

Q: Es el calor de la explosión producida por la detonación de 1 kg de la mezcla

Explosivo Semexsa 45% (Q = 4.24 MJ / Kg).

V = Es el volumen de gas generado por la detonación de 1 kg de la mezcla explosiva

usada; Semexsa 45% (V = 0.921m³/Kg)

Potencia relativa de anfo = 0.84

$$\text{PRP semexsa 45\%} = \frac{5}{6} \left[\frac{4.2}{5} \right] + \left[\frac{1}{6} \right] \left[\frac{0.9}{0.8} \right] = 0.8872$$

Tenemos que dividir por 0.84 para que PRP del explosivo usado este expresado con respecto al anfo. (Dueñas Hanco, 2017)

$$\text{PRP semexsa 45\% /anfo} = \left[\frac{0.8}{0.8} \right] = 1.06$$

Ahora calcularemos la concentración de carga

$$q_1 = 55 \times \left(\frac{B_1}{\emptyset_e} \right)^{1.5} \times \left(B_1 - \frac{\emptyset_e}{2} \right) \times \left(\frac{c}{0.4} \right) \times \frac{1}{P_{se} \quad 4\%}$$

$$q_1 = 55 \times 0.045m \left(\frac{0.245}{0.144} \right)^{1.5} \times \left(0.245 - \frac{0.144}{2} \right) \times \left(\frac{0.20}{0.4} \right) \times \frac{1}{1.06}$$

$$q_1 = 0.45k /m$$

Paso 3. Cálculo del burden para primera ayuda.

El diseño cuenta con tres secciones, el arranque es la primera sección la cual ya fue diseñada.

Para el cálculo del resto de las secciones se considera que existen unas aberturas de anchura " a_1 " (Dueñas Hanco, 2017)

$$B_2 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{a_1 \times q_1 \times P_{se} \quad 45\%}{\emptyset_t * c}}$$

Donde:

B_2 : Burden teórico de la segunda sección (m)

a_1 : Ancho de abertura de la primera sección ($a_1 = 0.62m$).

q_1 : Concentración lineal de carga ($q_1 = 0.448 \text{ kg/m}$)

$P_{se} \quad 45\%$: Potencia relativa por peso (1.06)

$$B_2 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{0.62 \times 0.45 \times 1.06}{0.045 \times 0.20}}$$

$$B_2 = 0.51m$$

El burden práctico de la segunda (B_2) sección será:

$$B_2 = B_2 - F$$

Donde:

B_2 : Burden teórico de la segunda sección

F : Desviación de la perforación

$$B_2 = B_2 - (\alpha * L_t + \beta)$$

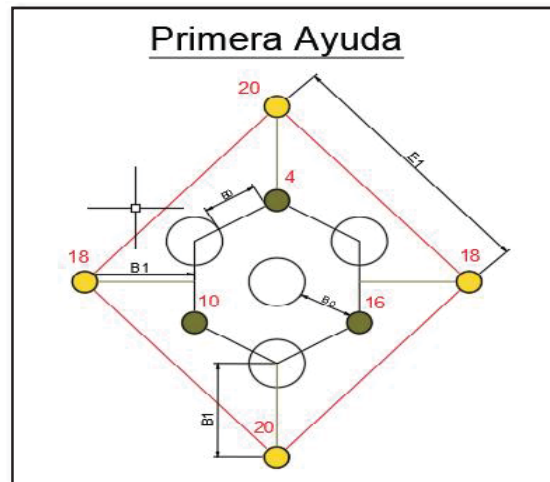
$$B_2 = 0.51m - (0.01 \times 3.19m + 0.02m)$$

$$B_2 = 0.47m$$

Espaciamiento:

$$E_2 = 1.08m$$

FIGURA 15. Primera Ayuda



Fuente: Área perforación y voladura (CMH)

Paso 4. Burden para segunda ayuda.

Teniendo en cuenta el mismo criterio de la segunda sección se calcula el tercer cuadrante: (Dueñas Hancoco, 2017)

$$B_3 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{a_2 \times q_1 \times P \quad s\epsilon \quad 45\%}{\varnothing_t * c}}$$

$$B_3 = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{1.20 \times 0.45 \times 1.06}{0.045 \times 0.20}}$$

$$B_3 = 0.70m$$

Burden práctico del tercer cuadrante (B_3)

$$B_3 = B_3 - F$$

B_3 : Burden teórica de la tercera sección (m).

F : Desviación de la perforación (m).

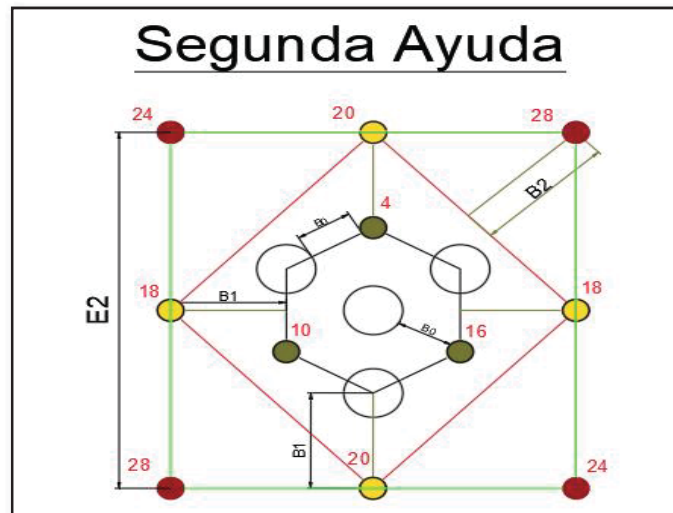
$$B_3 = B_3 - (\alpha * L_t + \beta) \quad B_3 = 0.70m - (0.01m \times 3.19 + 0.02m)$$

$$B_3 = 0.64m$$

Espaciamiento:

$$E_3 = 1.05m$$

FIGURA 16. Segunda ayuda.



Fuente: Área de perforación y voladura (CMH).

Paso 5. Cálculo de burden para arrastres.

El burden de los taladros de arrastre, hastiales y contorno se calcula, con la misma fórmula. (Dueñas Hancoo, 2017)

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times P \quad s\epsilon \quad 45\%}{\hat{C} \times f \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación.

E/B = Relación entre el espaciamiento y el burden.

\hat{C} = Constante de roca ($c = 0.20$)

\hat{C} = constante de roca corregida

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

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

$\hat{C} = 0,20 + 0,07 = 0,27$

TABLA 3. Factor de fijación y relación de E/B

<i>SECCION</i>	<i>FACTOR DE FIJACION (f)</i>	<i>RELACION (E/B)</i>
<i>Hastiales</i>	<i>1.45</i>	<i>1.25</i>
<i>contorno</i>	<i>1.2</i>	<i>1.25</i>
<i>Arrastre</i>	<i>1.45</i>	<i>1</i>

Fuente: (EXSA, 2009)

Reemplazando

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.45 \times 1.06}{0.27 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B = 0.99m$$

Cálculo de burden práctico para arrastre:

$$B = B - L \times \sin \gamma - F$$

Donde:

B : Burden practico para arrastre (m).

B : Burden teórico de arrastre (m).

L : Longitud de taladro perforado (m).

γ : Desviación de los taladros de contorno (3°)

F : Máxima desviación de la perforación (m)

Reemplazando:

$$B = 0.99m - 3.19m \times \sin (3^\circ) - (0.01 \times 3.19m + 0.02m)$$

$$B = 0.77m = E$$

Paso 6: Calculo de burden para contorno.

El burden de los taladros de contorno dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo. (Dueñas Hanco, 2017)

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times P \quad s\epsilon \quad 45\%}{\hat{C} \times f \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

$$q_1 = 0.448k /m$$

$$P \quad s\epsilon \quad 45\% = 1.06$$

f : Factor de fijación ($f = 1.20$)

$\left(\frac{E}{B}\right)$: Relación de espaciamiento con burden ($\left(\frac{E}{B}\right) = 1.25$)

E : Espaciamiento

Reemplazando

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.45 \times 1.06}{0.27 \times 1.20 \times 1.25}}$$

$$B = 0.97m$$

$$B = B - L \quad x \quad s_1 \quad y - F$$

$$B = 0.97m - 3.19m \times s_1 \quad (3^\circ) - (0.01 \times 3.19m + 0.02m)$$

$$B = E = 0.75m$$

Paso 7: Calculo de burden para hastiales

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_1 \times P \quad s\epsilon \quad s_1 \quad 45\%}{\hat{C} \times f \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

$$q_1 = 0.448k /m$$

$$P \quad s\epsilon \quad 45\% = 1.06$$

f : Factor de fijación ($f = 1.45$)

$\left(\frac{E}{B}\right)$: Relación de espaciamiento con burden $\left(\frac{E}{B}\right) = 1.25$

Reemplazando

$$B = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.45 \times 1.06}{0.27 \times 1.45 \times 1.25}}$$

$$B = 0.88m$$

$$B = B - L \quad \times \sin \gamma - F$$

$$B = 0.88m - 3.19m \times \sin(3^\circ) - (0.01 \times 3.19m + 0.02m)$$

$$B = 0.66m = E$$

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.

- **Burden:** Es la menor distancia del taladro cargado con carga explosiva hacia la cara libre más cercana, dirección hacia donde probablemente salga el disparo.
- **Espaciamiento:** Es la menor distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.
- **Malla:** Es la forma en la que se disponen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación del burden y espaciamiento y su dirección con la longitud de taladros
- **Parámetros:** Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo
- **Labor de desarrollo.** Son labores realizadas sobre estéril que a su vez facilitan la etapa de preparación para su posterior explotación de mineral.
- **Sobre-rotura:** Se refiere al daño realizado fuera del límite del contorno de la sección programa, los cuales afecta a los hastiales y la corona.

- **Acarreo:** Se refiere al acto de trasladar algo, para el caso de la minera se refiere al traslado de mineral y/o desmonte.
- **Taco:** Objeto en forma cilíndrica hecho de material moldeable usado para sellar los taladros cargados. El cual sirve para aprovechar al máximo la potencia del explosivo.
- **Cebo:** Se denominan cebos o primas a los conjuntos formados por un cartucho de dinamita, sensible al fulminante, al que se le ha insertado para nuestro caso fulminante N°8, y que se utilizan para activar e iniciar la detonación de la carga explosiva principal en un taladro de voladura.
- **Barreno:** Barra grande que se usa para hacer agujeros de gran tamaño, generalmente en la roca.
- **Taladro:** Agujero cilíndrico realizado en la roca, según una malla de perforación en el cual se inserta la carga explosiva.
- **Broca:** Es un accesorio de perforación el cual va junto con el barreno y es el que está en contacto con la roca el cual realiza el taladro.
- **Chispeo o encendido:** La mecha puede ser encendida con fósforo, o mediante encendedores especiales de chispa
- **Gradiente:** La gradiente es la inclinación que debe llevar la sección con respecto a la horizontal, estas pueden ser positivas o negativas de acuerdo al diseño de la labor, la cual se mide en porcentajes.
- **Jumbo:** se trata de un equipo electro-hidráulico, el cual cuenta con motor eléctrico para realizar la perforación y con motor Diesel para poder desplazarse de un lugar a otro, es un equipo versátil para las operaciones subterráneas.
- **Acoplamiento:** Se refiere al nivel de contacto entre el explosivo en un taladro y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del taladro, se dice que

la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo.

2.4. FORMULACIÓN DE LA HIPOTESIS.

2.4.1 HIPOTESIS GENERAL.

Dado que, la sobre-rotura en labores de desarrollo en la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte, es probable que, con la estandarización del pre-corte para voladura controlada en el BP-2724, se optimice el pre-corte.

2.4.2. HIPOTESIS ESPECIFICAS.

- a. Con la estandarización del pre-corte disminuirá la sobre-rotura en labores de desarrollo, en la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte.
- b. La estandarización del pre-corte disminuirá el tiempo del ciclo de minado en labores de desarrollo, en la Unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte.

2.5. VARIABLES E INDICADORES.

TABLA 4. Variables e Indicadores

VARIABLES		INDICADORES
variable dependiente		indicadores
Estandarización del pre-corte en la voladura controlada para labores de desarrollo.(burden y carga de columna)	burden	metros, centímetros
	densidad lineal de carga	kg/mt
variables independientes		indicadores
características del macizo rocoso	densidad de la roca	kg./m ³
	RQD	%
características del explosivo	densidad del explosivo	gr/cm ³
	diámetro del explosivo	pulgadas, milímetros
parametros de perforación	diámetro del taladro	pulgadas, milímetros
	longitud del taladro.	pies, metros

Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO III

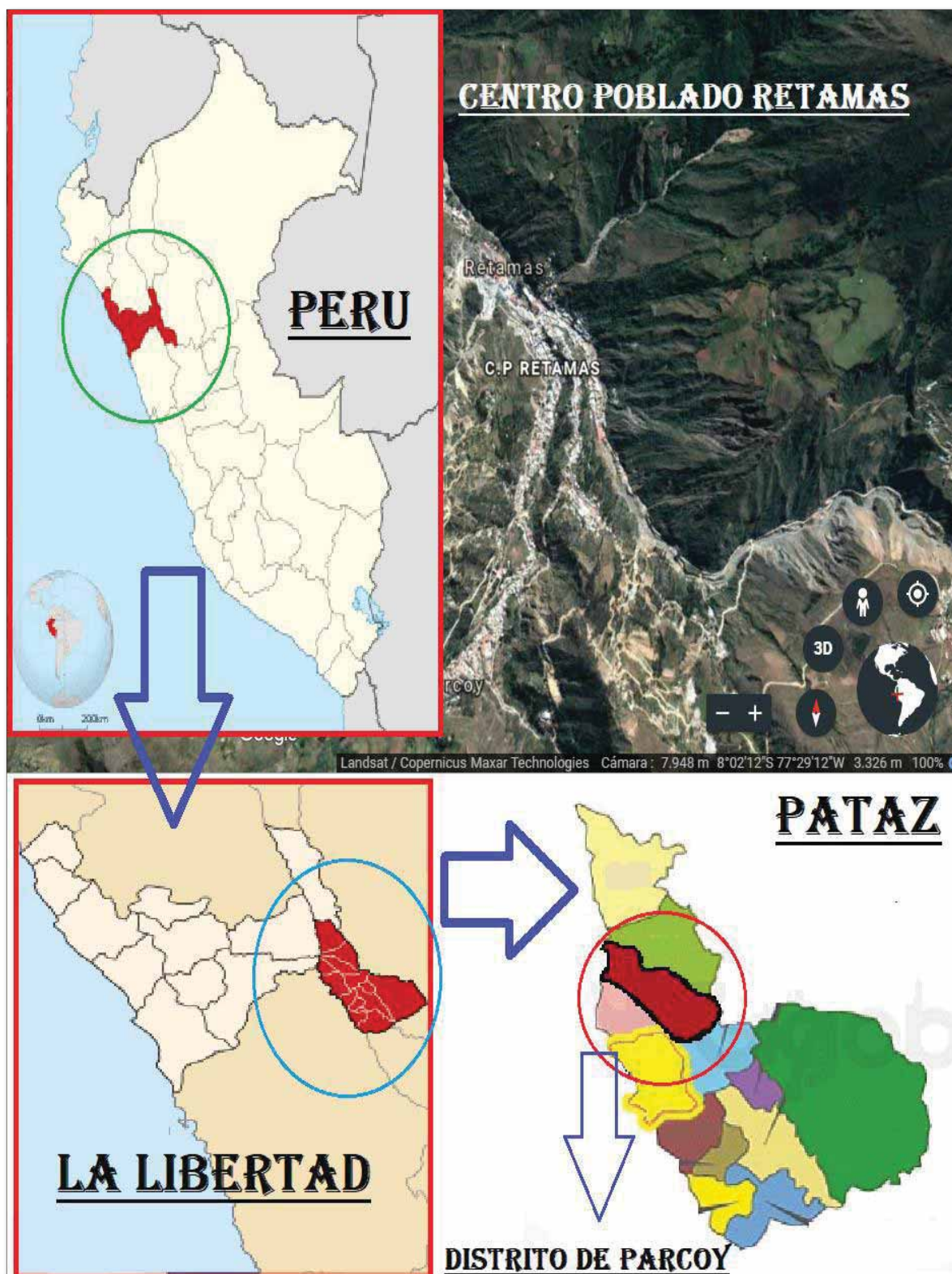
CARACTERIZACION DEL AREA DE INVESTIGACION

3.1. GENERALIDADES

3.1.1. UBICACIÓN.

Consortio minero horizonte S.A. se encuentra ubicada en la margen izquierda del río Parcoy en el Centro Poblado De Retamas, en el distrito de Parcoy, provincia Pataz, en el lado occidental del departamento de la libertad, en las coordenadas geográficas de 77° 29' 00'' W y 08° 01' 00'' S; en coordenadas UTM se encontró a 9112976.24 N y 227281.33 E, situado a 500 Km al norte de lima, a una altitud promedio de 2800 msnm.

FIGURA 17. Ubicación Unidad Acumulación Parcoy 1 – CMH.



Fuente: Elaboración propia.

3.1.2. ACCESIBILIDAD.

Se tiene dos tipos de acceso, por vía terrestre y por vía aérea:

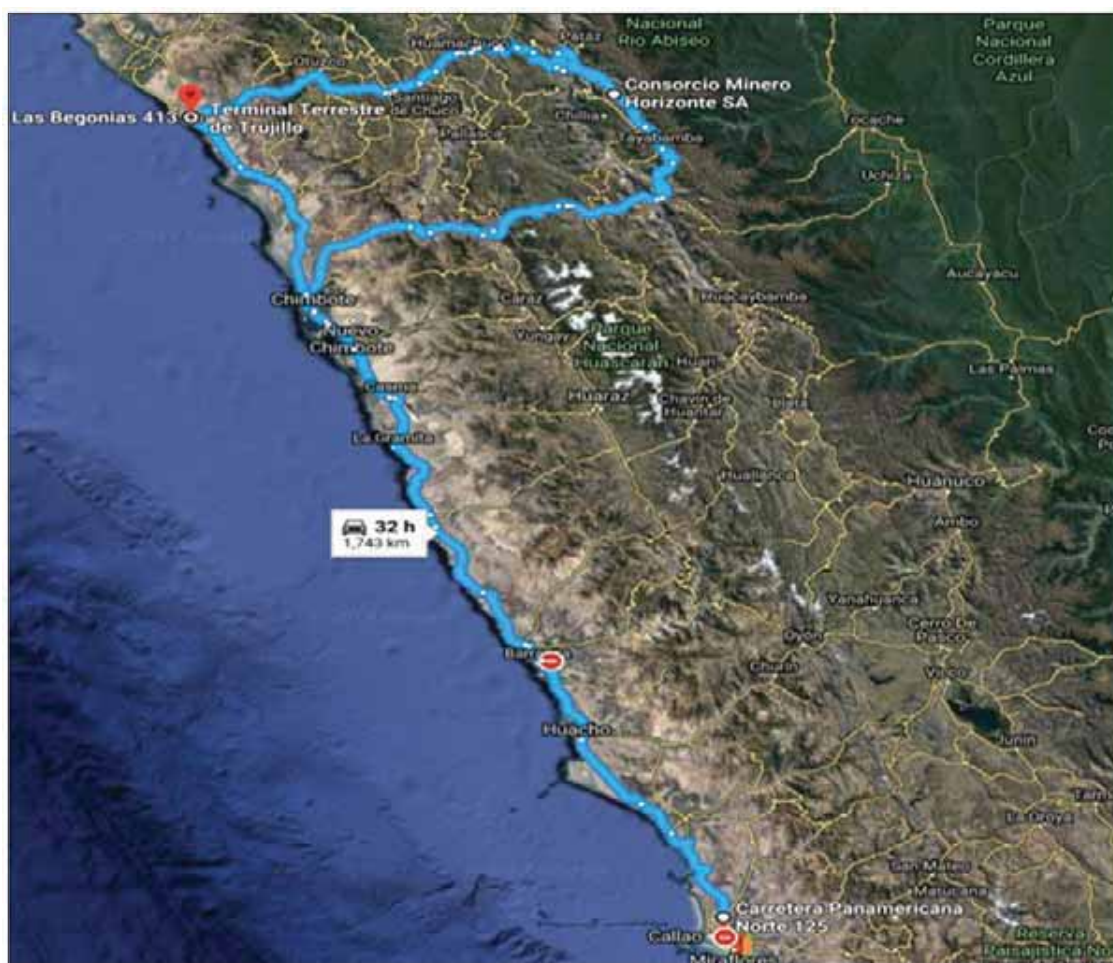
Los accesos por vía terrestre a la zona de operación son mediante las carreteras:

- Trujillo-Huamachuco-Chagual-Retamas, 390 km.
- Trujillo-Chao-Tanguche-Sihuas-Tayabamba-Retamas, 435 km.

El acceso por vía aérea es:

- Lima-Pias 1.25 horas.
- Trujillo-Pias 0.5 horas de vuelo en avionetas al aeródromo de Pias que se encuentra cerca al campamento minero de retamas

FIGURA 18. Rutas de acceso vía terrestre.



Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

3.1.3 TOPOGRAFIA

El perfil topográfico que adopta esta región es intensamente abrupto, pues el Río Marañón ha amoldado un valle profundo en forma de "V". esta misma forma emulan sus tributarios por su margen derecha como es la quebrada El Molino, Lanchis, Talpito, que han creado valles también profundos con rumbos casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, que en este sector tiene un rumbo N-S y en el resto de su trayectoria tanto hacia el norte como hacia el sur su rumbo predominante es NO-SE paralelo al geoanticlinal andino. A 12 km al este del Río Marañón discurre el Río Parcoy que tiene rumbo SE-NO creando un valle interandino con taludes laterales que tienen pendientes pronunciadas desembocando en la laguna Pías. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.1.4. CLIMA Y VEGETACION.

En la temporada de sequía (abril a octubre) la temperatura oscila entre los 13 o a 20°C, el clima es seco con presencia de lluvias esporádicas.

En la temporada de lluvias (noviembre a marzo) la temperatura oscila entre los 10° a 16°C con fuertes precipitaciones casi diariamente.

En base a la clasificación ecológica realizada por INRENA describe a la flora como zona de Bosque Seco Montano, Bajo tropical y Estepa Espinosa Montano Bajo Tropical. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

En la zona en mención se cultiva maíz, cebada, papa, camote, trigo y hortalizas, así como árboles frutales de todo tipo como: chirimoyas, limones, limas. En las laderas suele crecer vegetación silvestre como el molle, chilca, achucuya, tunas e higuera.

3.2. CARACTERIZACION GEOLOGICA DEL YACIMIENTO.

3.2.1. GEOLOGIA REGIONAL.

3.2.1.1. Precámbrico.

➤ El complejo del Marañón.

Está presente al lado del Valle del Río Marañón, así como en el flanco derecho del Río Llacuabamba - Parcoy. Es una serie poli metamórfica que tiene diferentes estilos estructurales caracterizado por polifases de fuerte deformación, está formado por 3 unidades desarrolladas en el orden decreciente en edades. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

- Mica esquistos, que yacen en el fondo del Complejo
- Meta volcánicos
- Filitas de naturaleza turbidita.

3.2.1.2. Paleozoico inferior.

➤ Formación Contaya.

De edad Ordovícico, se encuentra sobre el Complejo del Marañón en diferencia angular (Wilson y Reyes 1964) entre los 200 m y 600 m de espesor y de naturaleza sílice - elástico, se pudo determinar una sucesión de cuarcitas masivas, areniscas oscuras, lutitas y en menor proporción calizas, la presencia de graptolites en la serie media y alta del Contaya indicaría una sedimentación muy ondulada en la zona de estudio, las formaciones del paleozoico inferior están caracterizadas por un bajo grado de metamorfismo regional, aflora en el flanco derecho de la quebrada Castillas. No se ha determinado en la región períodos de tiempo geológico para el Silúrico y el Devónico. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.1.3. Paleozoico Superior.

➤ Grupo Ambo.

De edad Mississippiano (Carbonífero inferior), esta creación se desarrolló durante un tiempo de distensión de la fase final de la tectónica Eohercínica ocasionando fallamientos normales con subsidencias las que se rellenaron con material elástico en ambientes: fluviales y deltaicos.

Litológicamente está formado por areniscas, lutitas y conglomerados pertenecientes al Carbonífero inferior, aflora en la ubicación sur de la Mina de Acumulación Parcoy 1 (zona Mishito) con apariencia de "roof pendant, o "techo colgante, sobre yaciendo al intrusivo granodiorítico. Este suceso tectónico de distensión ocasiona considerables fallamientos de carácter regional los cuales serán los caminos de emplazamiento de Batolito de Patáz. La distensión y la subsidencia al final del periodo ocasiono un volcanismo efusivo que se extiende hasta el Pensylvaniano. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

➤ Volcánicos.

Nos muestra considerable distribución en las ubicaciones altas del lugar de estudio, al Este del Batolito se ven los afloramientos de los piroclastos y derrames volcánicos de estructura riolítico a andesítico, de edad Carbonífero-Pérmico. (Carrasco Rojas, 2015)

➤ Grupo Mitu.

En el Pérmico mas alto se genera una gran erosión de las áreas levantadas durante la Fase Tardihercínica, generandose el relleno de zonas negativas con sucesiones de molasas rojas los cuales fueron transportados por agentes fluviales. (Carrasco Rojas, 2015)

Este grupo se muestra como restos volcánicos compuestos principalmente por tufos y aglomerados riolíticos de edad Pérmico superior.

Aflora en el área de Pilacones, Pampa Espino (Potacas), el color sobresaliente es el rojo ladrillo. Este fracturamiento y vulcanismo determina un régimen de distensión en todo el planeta a finales del Paleozoico y comienzos del Mesozoico. (Carrasco Rojas, 2015)

3.2.1.4. Triásico – Jurásico

➤ Grupo pucara.

Producto de una sedimentación marina, está formada por secuencias de calizas grises y carbonosas, con presencia de nódulos de chert, calizas inter-caladas con lutitas, dolomitas, margas y areniscas calcáreas. Está conformado por 3 formaciones: (Carrasco Rojas, 2015)

- **Formación Chambará.**

Es la serie inferior del Grupo Pucará, está formada de calizas de color gris a gris oscura intercalada con calizas bituminosas, y calizas dolomíticas.

- **Formación Aramachay y Condorsinga.**

Estas secuencias están determinadas por la presencia de niveles de Chert en la parte alta de las formaciones. En la zona de Patáz estas estructuras han sido motivo de grandes exploraciones en la búsqueda de Pórfidos o cuerpos de reemplazamientos alcanzando efectos satisfactorios en una primera fase, sobre todo en la zona de Chilia, está claro que es un blanco diferente aún por descubrir. (Consorcio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.1.5. Cretáceo.

➤ Grupo Goyllarisquizga.

El Cretáceo en el Perú está bien establecido, muestra series completas en el norte y centro del territorio, pero, en el area de estudio los afloramientos no están bien establecidos en todas sus estructuras, sus ejes de plegamiento se dirigen en un sistema común al sistema Andino. Se

constituye de 4 formaciones diferenciadas en su litología y serie deposicional, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

➤ **Formación Crisnejas.**

Litológicamente se muestra una serie de calizas, areniscas calcáreas y margas. La unión inferior y superior están en discordancia erosional a las areniscas del Grupo Goyllarisquizga y sedimentos elásticos de la Formación Chota respectivamente. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora considerablemente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW del área de estudio. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

➤ **Formación Chota.**

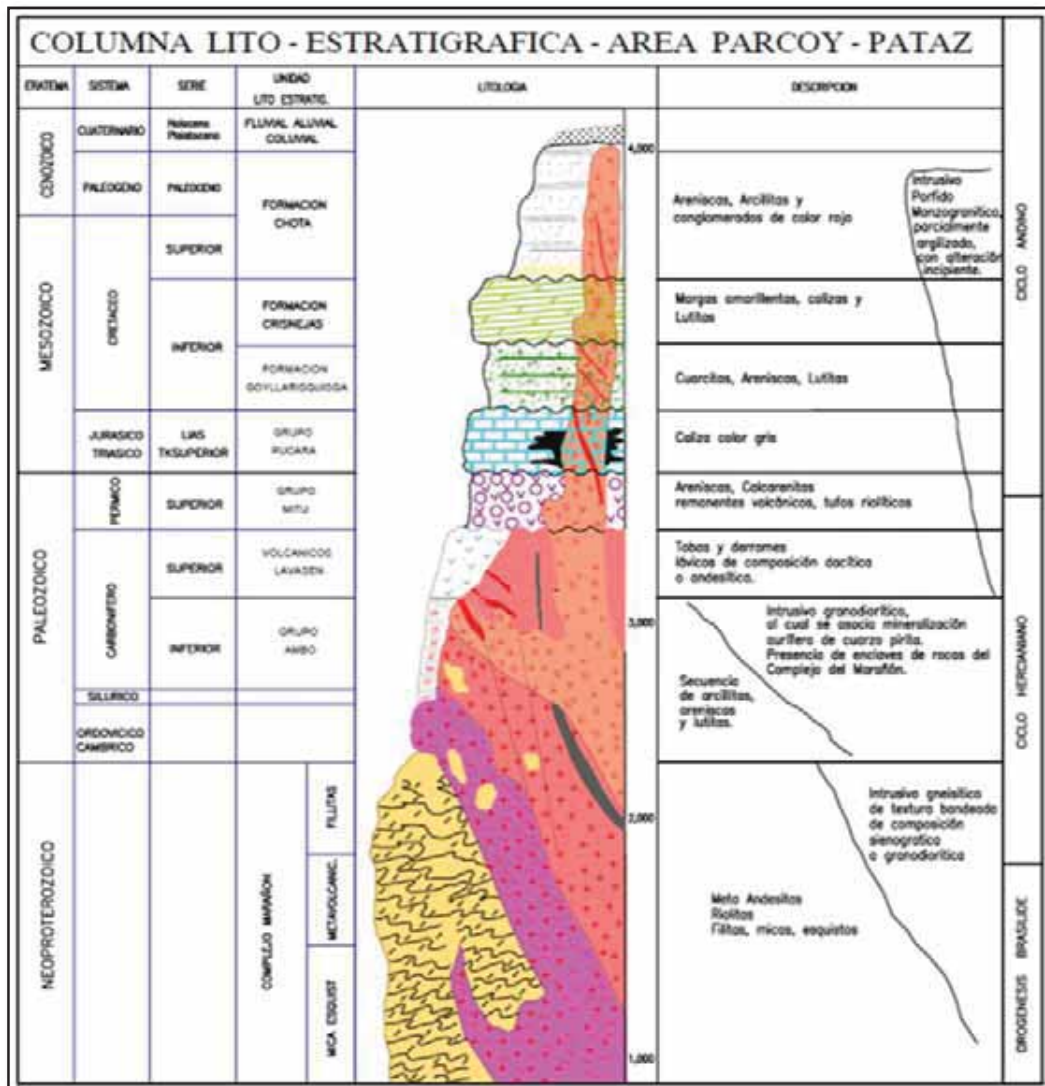
Está conformado por una secuencia de cobertura de ambiente continental que aflora en el sector Este de la zona de estudio, como mantos rojos compuestos por conglomerados, areniscas, lutitas y limolitas de color rojo intenso, yace en discordancia- erosional a la Formación Crisnejas. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas. al NE y SW de la zona de estudio. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.1.6. Depósitos Cuaternarios.

Los depósitos acumulados en el Cuaternario son primordialmente eluviales coluviales y aluviales. Los depósitos eluviales y coluviales que están ubicadas en la zona. son consecuencia de la desintegración de las rocas in-situ (principalmente las rocas de la Formación Chota).

Los depósitos aluviales están ubicados en las quebradas y faldas de los cerros. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

FIGURA 19. Columna lito-estratigráfica área de Parcoy Pataz



Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

3.2.2. GEOLOGIA LOCAL.

Las fracturas anteriores a la mineralización poseen un rumbo paralelo a las grandes fallas N-S con buzamiento cambiante al NE. La mineralización ha llenado estos vacíos con cuarzo, pirita que posteriormente fue causada por fallas transversales dando origen a que estas vetas presenten el modelo tipo simoide. Estas fallas transversales de este sedimento son de poco desplazamiento a excepción de las fallas horizontales la cual llega a mover 60 m horizontales a la veta. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.3. GEOMORFOLOGIA.

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra ubicado en el flanco occidental de la cordillera de oriental. en las líneas generales corresponde a la unidad de valles, observándose algunos agudos y profundos que se han formado según el flujo de las corrientes principales, los agentes moldeadores más importantes de la zona son la erosión glacial y fluvial.

El drenaje está constituido por el río Parcoy que es uno de los más importantes recolectores de pequeños afluentes, este río fluye de sur a norte con rumbo N60°E en promedio, con un caudal de 643 lt/s. la cual drena por la laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, que posteriormente pasa sus aguas al río Amazonas. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.4. LITOLOGIA.

3.2.4.1. Rocas Intrusivas.

- Diorita y Micro diorita, rocas favorables para la mineralización, de coloración verdusca con cristales visibles de plagioclasa guardando a pórfidos dioríticos cuando presentan fenocristales. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)
- Tonalita y Microtonalita, de coloración clara y verdusca cuando presenta alteración, también guardan a un pórfido tonalítico.
- Granodiorita se presentan en pequeños stocks, también ínter digitado en dioritas o microdioritas: muestra alteraciones como cloritización, sericitización, etc.

3.2.4.2. Rocas Metamórficas.

Constituido por pizarras oscuras filitas grisáceas intercaladas con capas de esquistos cloritizados y meta volcánicos expuestas al NE del batolito de Pataz. el metamorfismo dinámico le asigna una edad pre cambriana. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.4.3. Rocas Sedimentarias.

La mayor exposición se tiene al SW del intrusivo, cerca de la quebrada huinchos y al W de Alaska, conformado por rocas del mesozoico como las calizas del grupo Pucara, cuarcitas del grupo Goyarisquizga, calizas de la formación crisnejas y capas rojas de la formación chota. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.5. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.

3.2.5.1. Plegamiento.

Son de extensión regional, con eje orientado al SE a NW presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección de esfuerzos probable de estos esfuerzos es de NE a SW.

3.2.5.2. Fracturamiento.

La zona se encuentra intensamente fracturada ocasionado por el tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de esfuerzos, se muestran formando grupos de fracturamiento local. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.5.3. Fallamiento.

- Sistema de Fallas NW- SE (longitudinal): son fallas post mineral de rumbo paralelo-sub paralelo a la veta ocasionando ensanchamiento, acuñamiento, etc. Son de característica normal sinextral e inversa.
- Sistema de Fallas NE- SW a NS (diagonal): de rumbo N a NW y buzamiento alto al W, se muestran relacionadas (fallas gravitacionales). las vetas muchas veces se hallan alteradas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso, etc.
- Sistema de Falla principal E-W o fallas mayores (transversal); de rumbo promedio E-W. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.6. GEOLOGIA ECONOMICA.

3.2.6.1. Mineralogía.

La mineralización de las vetas se ubico en los granitos, granodioritas, tonalitas y micro tonalitas del Batolito de Pataz al que se considera responsable de esta mineralización. Las soluciones mineralizantes circularon a través de las fracturas preexistentes y se depositaron a lo largo de estas; la reacción con las rocas encajonantes provocó alteraciones hidrotermales ocasionadas por las variaciones físicas y químicas que dominaron en el ambiente deposicional. Se tiene una mineralogía en orden de abundancia como el cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita, oro, electrum, galena, calcopirita y excepcionalmente pirrotina y jamesonita. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.6.2. Estructuras Mineralizadas.

Se presenta un sistema de estructuras mineralizadas NW -SE, la diferencia está en el buzamiento de 40° a 80° NE, todo como causa del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

La extensión horizontal e individual de las estructuras es de decenas de metros, los cuales están controlados por fallas transversales siniestras en la mayoría de los casos, de actividades tanto pre como post al emplazamiento de la mineralización.

Las potencias son muy diferentes, desde pocos centímetros hasta 20 m. originando las vetas tipo sigmoidales, en algunos casos se aprecian ramificaciones que son lazos sigmoideos, las alteraciones de las cajas consisten en propilitización, sericitización, silificación. En otras zonas se ubican las cajas cloritizadas. en algunas secciones de la veta milagros se aprecia fuerte propilitización con presencia de pirita que tiene altas leyes de oro.

Las principales estructuras de cuarzo-pirita son: veta Milagros, Esperanza, Lourdes, Sissy, Candelaria. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

- **Veta Milagros:** Presenta altos índices de cuarzo, limonita, cuarcita, calcita principalmente con rumbo N20-30W y buzamiento al NE.

3.2.6.3. Clasificación de Minerales.

En C.M.H.S.A. se puede clasificar a los minerales de acuerdo a su importancia económica, necesaria para los costos de su explotación y que genere utilidades rentables para la empresa, clasificándolo en:

- **Minerales de MENA:** Son todos aquellos minerales que con su extracción dan

beneficio económico.

- Oro (Au)
- **Minerales de Ganga:**
 - Cuarzo (SiO₂)
 - Pirita (S₂Fe)
 - Esfalerita (ZnS)
 - Arsenopirita (As₂Fe)
 - Calcopirita (CuFeS₂)
 - Pirrotina (Fe_{1-x}S)
 - Jamesonita (814 Sb₆ Pb₄ Fe)

Las potencias de las vetas son muy variables, abarcan desde pocos centímetros hasta más de 20 m formando las vetas tipo sigmoidales, en otros casos se observan ramificaciones que son lazos sigmoides, en algunas partes de la veta candelaria se observa fuerte propilitización con presencia de pirita que tiene altas leyes de oro. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.7. YACIMIENTO.

3.2.7.1. Características.

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, sedimentadas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita. Las estructuras se encuentran alterados por fallas diagonales de elevados ángulos, generando el modelo "sigmoideal" con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de pocos centímetros hasta 20 m existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se agrupan los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, también tenemos fallas perpendiculares de poco desplazamiento. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de baja ley. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.7.2. Tipo y forma del yacimiento.

Se trata de un yacimiento tipo relleno de grietas cuyos afloramientos en algunas ocasiones se presentan como afloramientos ciegos, las principales vetas de parcoy están en el cuerpo granodiorítico.

Las vetas se encuentran oxidadas de unos 20 a 30 m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación por las leyes observadas en las áreas longitudinales, las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas alguno de ellos muestra signos de reavivamiento. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

La composición del relleno mineral es bastante homogéneo tanto en el sentido horizontal como el vertical.

- Primario, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se generaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les conoce de carácter secundario. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)
- Hipógeno, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)
- Hipogénico, porque las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, el origen de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante ubicandose las soluciones mineralizantes en algunos de estas fracturas. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)
- Mesotermal a epitermal, por sus características de temperatura intermedia baja que nos demuestra su formación en situaciones de presión, temperatura moderada y profundidad. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

3.2.8. ZONIFICACION DE LA MINA.

La Unidad Minera se encuentra distribuida en 2 zonas: Norte y Sur.

Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas:

TABLA 5. Zonificación por zonas

ZONA NORTE	ZONA SUR
Mina Golden	Mina Sissy
Mina Potacas	Mina Rumpuy
Mina Milagros	Mina Bernabe
Mina Lourdes	Mina Candelaria
Mina Rosa	

Fuente: Consortio Minero Horizonte (CMH)

3.2.9. RESERVAS Y RECURSOS MINERALES

Las vetas son típicamente Orogénicas constituidas por relleno de grietas donde prevalece la agrupación “cuarzo-pirita-oro” así como otros minerales agrupados en menor magnitud como clorita, sericita, calcita, ankerita, galena, y esfalerita. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

Las vetas se alinean en una dirección dominante N20°W con buzamientos al NE tanto de alto como de bajo ángulo (50-80°NE). En Acumulación Parcoy 1, se han encontrado “sistemas” de vetas, formados por una veta madre o principal con ramales y sigmoides asociados. La gran parte de las vetas muestran marcadas diferencias en rumbo y en buzamiento, ocasionando zonas de mayor enriquecimiento. Las principales vetas son del sistema NW, ubicados en zonas de fragilidad y cizallamiento que ocasionaron el relleno mineralizante y el origen de los “clavos” u “ore shoots” conocidos. Las más importantes Estructuras que sustentan la producción de Acumulación Parcoy 1, son Candelaria, Encanto, Rosa Orquídea, Lourdes y Milagros.

Las reservas de mineral probadas y probables estimadas por la compañía al 31 de diciembre del 2018 son como sigue: (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

TABLA 6. Resumen de reservas

RESERVAS	tm	gr/tm	onzas
PROBADAS Y PROBABLES	2,612,000.00	10.04	843,230.87
RECURSOS INFERIDOS	2,940,000.00	8.37	791,247.59
SUMA	5,552,000.00		1,634,478.46

Fuente. Geodesia del Perú (CMH)

3.3. DESCRIPCION DE LAS OPERACIONES ACUMULACION PARCOY 1

Las operaciones en Consorcio Minero Horizonte, Acumulación Parcoy 1, tienen un estándar establecido para toda la unidad, las cuales son cumplidas estrictamente por las empresas especializadas.

3.3.1. METODO DE EXPLOTACION. (CORTE Y RELLENO ASCENDENTE) .

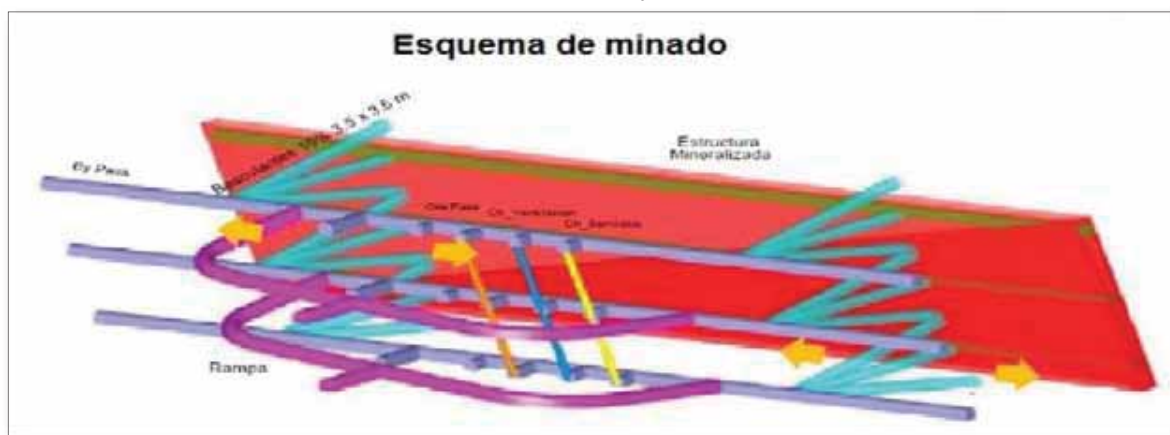
El método de explotación que se emplea es el de corte y relleno ascendente (Over Cut And Fill), el cual garantiza una adecuada recuperación, estabilidad y selectividad del mineral.

Todos los trabajos se realizar de forma mecanizada.

Para los casos de vetas muy angostas e irregulares en potencia y mineralización se emplea el circado como un sub-metodo de explotación, que tiene la particularidad de ser muy selectivo.

El método consiste en disparar solamente la caja, luego se tiende como relleno y posteriormente disparar solo el mineral. Las labores donde se realizan la explotación de mineral, están compuestas por uno o más block, las dimensiones del block serán de 30 m. de largo por 50 m de altura. Con una sección de 3.5 x 3.5m. (Consortio Minero Horizonte S.A., 2017)

FIGURA 20. Método de corte y relleno ascendente.



FUENTE: Consorcio Minero Horizonte (CMH)

3.3.2. EXPLORACIÓN Y DESARROLLO.

En esta fase se realizan rampas de profundización con gradiente de -12%, también se realizan labores horizontales como Cruceros y Bypass con gradiente de +1%, que permiten alcanzar las zonas mineralizadas, para luego realizar su posterior preparación y explotación.

3.3.3. CICLO DE MINADO PARA LABORES DE DESARROLLO.

El ciclo de minado para labores de desarrollo se realiza de forma mecanizada, el cual tiene un estándar establecido y que a continuación pasaremos a detallar.

3.3.3.1. Ventilación.

La ventilación en Consorcio Minero Horizonte, Acumulación Parcoy 1, se realiza con ventiladores de 60 000 CFM, de potencia los cuales ingresan aire limpio por chimeneas de ventilación, este aire es direccionado mediante mangas de ventilación, de 30" de diámetro.

FIGURA 21. Mangas De ventilación



Fuente: Elaboración propia.

3.3.3.2. Regado y Desatado.

- **REGADO:** Una vez ventilada la labor se procede a realizar el regado de la misma ya que todavía tenemos partículas de polvo y gas suspendidas en el aire, lo cual es perjudicial para la salud de los trabajadores.
- **DESATADO:** Ya teniendo regada nuestra labor, el maestro acompañado de su ayudante proceden a realizar el desate de la corona. Esta acción se realiza sobre carga ya que al ser una labor muy alta facilita la labor del maestro.

3.3.3.3. Limpieza

La limpieza de labores de desarrollo se realiza con Scooptram de 6 Yd³. El cual se acumula en una cámara de acumulación previamente acondicionada, al realizar esta operación el maestro y su ayudante deben resguardarse en un lugar seguro.

3.3.3.4. Sostenimiento.

El sostenimiento consta de 2 procesos muy importantes los cuales pasaremos a detallar:

- **Lanzado de shotcrete:** EL lanzado del shotcrete se realiza con un robot automático el cual es dirigido por su operador, este equipo lanza una mezcla de cemento, agregados, fibra y aditivos acelerantes, los cuales en conjunto sirven para mantener estable la labor.

FIGURA 22. Lanzado de shotcrete



Fuente: Elaboración propia.

- **Empernado:** El empernado se realiza con equipo especializado, el cual perfora e incrusta el perno tipo suelex de 7 pies, el cual se adhiere a la superficie de la roca por fricción.

3.3.3.5. Perforación.

La perforación solo debe indicarse cuando la labor se encuentre previamente sostenida, el cual se realiza con Jumbo (SANDVICK), de un solo brazo, Electro-Hidráulico.

3.3.3.6. Voladura.

En Consorcio Minero Horizonte, Acumulación Parcoy 1, se realiza la voladura con pre-corte, es por ello que antes del carguío del frente se tiene que elaborar las cañas con tubos PVC,

luego de cargar el frente y despejar la zona en coordinación con el área de seguridad se procede realizar el chispeo del frente y posterior voladura.

3.4. CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS.

En Consorcio Minero Horizonte, Acumulación Parcoy 1, el área de Geomecánica, en coordinación con la Empresa Especializada Geodesia del Perú, realizan sondeos diamantinos los cuales brindan información sobre las reservas minerales y sobre todo nos brindan información sobre la calidad del macizo rocoso, lo cual es muy importante para el área de geomecánica ya que con la información proporcionada realizan un mapeo geomecanico mediante código de colores, los cuales se basan en la clasificación RMR- (Rock Mass Rating Bieniawski). Como se muestra en la tabla N° 08.

TABLA 7. Sub clasificación por código de colores según su RMR.

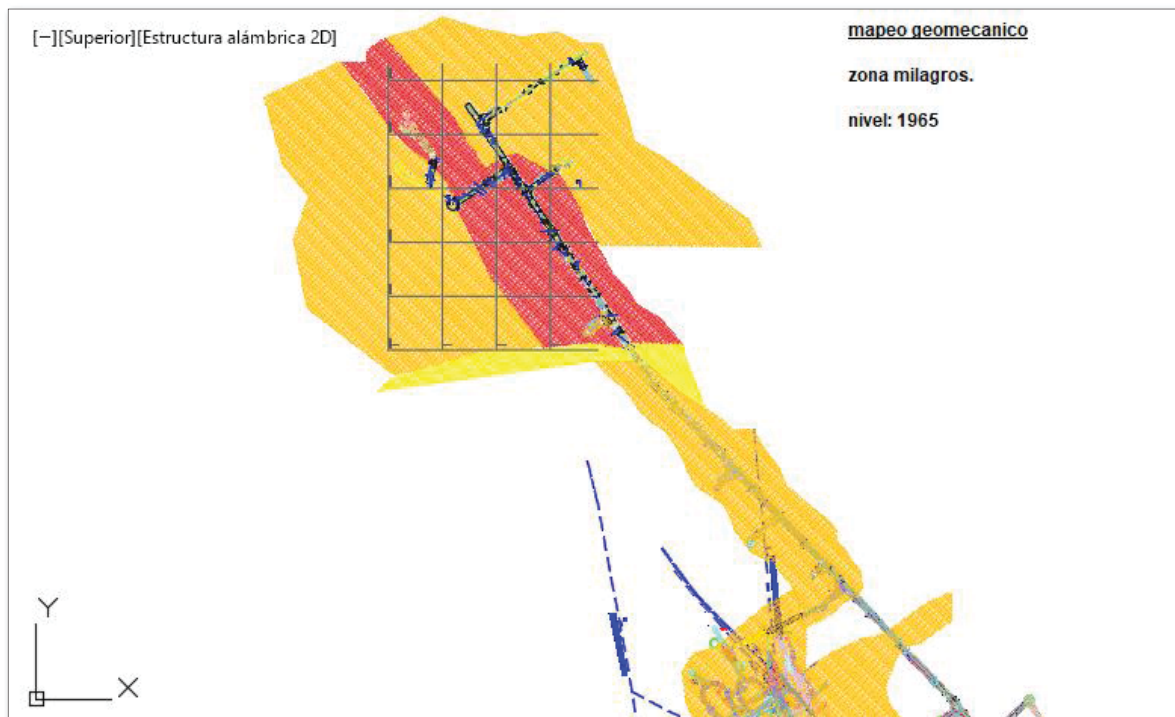
TIPO DE ROCA	CALIDAD DEL MACIZO	RMR (Rock Mass Rating)
(I)	Muy buena	81 -100
(II)	Buena	61 - 80
(III-A)	Regular A	51 - 60
(III-B)	Regular B	41 - 50
(IV-A)	Mala A	31 - 40
(IV-B)	Mala B	21 -30
(V)	Muy mala	0 -20

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH)

3.4.1. MAPEO GEOMECHANICO. ZONA MILAGROS (BP-2724)

Con la información descargada de los testigos, el área de geomecánica elabora un mapeo geomecanico de acuerdo al código de colores que se maneja en la empresa, como podemos observar en la figura N°23, los colores predominantes son el rojo y el naranja lo que nos indica que nos encontramos en una zona de roca mala A y mala B.

FIGURA 23. Mapeo Geomecánico Zona Milagros. (BP-2724)



Fuente. Área de Geomecánica (CMH).

3.4.2. CARACTERIZACION GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

- Discontinuidades: la zona está en contacto con fallas, mediante una brecha de 1.0m, presenta además fracturas transversales muy irregulares y fracturas longitudinales.
- Persistencia de discontinuidad: en la zona de contacto con la falla es muy alta con longitudes ocultas siguiendo el rumbo de las estructuras; el sistema de diaclasas presenta una persistencia de 0.06 a 3.0m, formando fragmentos irregulares, bloques cúbicos y tabulares.
- Espaciamiento de discontinuidades: el espaciado es entre 0.06 a 0.20m.
- Separación de las superficies de discontinuidades: parcialmente abierta a cerrada entre 0.5 a <0.1mm.
- Rugosidad: presenta rugosidades de ligera a moderadamente lisas.

- Relleno de discontinuidad: Tenemos relleno de arenas, arcillas, cloritas, y en algunos casos limpia.
- Aguas subterráneas: se manifiesta por humedad, y en casos puntuales por goteo que se incrementa en profundidad.
- Grado de alteración de la roca caja: Se tiene un material con alteración sericítica y también alteración clorítica, en los contactos de planos de fracturas (tipo fractura rellena).
- Número de familias de discontinuidades: las cajas presentan tres sistemas principales de discontinuidad, más dos aleatorias; el sistema principal es paralela al rumbo de la estructura mineralizada.
- Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento: tabulares formados por las familias de discontinuidad.
- Grado de fracturación y tamaño de los bloques: en las cajas es Fracturado (F), que forman bloques medianos con una densidad de 12 a 18 discontinuidades por metro cúbico. La orientación de la familia principal es con rumbo N10°E que son cortadas con otras fracturas transversales formando cubos (cuñas) en los hastiales al interceptarse con las diaclasas paralelas al eje de la estructura mineralizada.

TABLA 8. Características geomecánicas del macizo rocoso.

PARAMETROS	RMR (21-30)	RMR (31-40)	RMR (41-50)
Densidad	2.5 tm/m ³	2.7 tm/m ³	2.9 tm/m ³
Resistencia A La Compresión Simple	25-40 Mpa	41-65 Mpa	66-80 Mpa
RQD	25-35 %	36-45 %	46-55 %
Módulo De Young	7.5 Gpa	9.5 Gpa	11.5 Gpa
Tipo De Roca	granodiorita, altamente fracturada	granodiorita, disturbada	granodiorita
Tipo De Elasticidad	isotrópico	isotrópico	isotrópico
Tipo De Material	elástico	elástico	elástico
Presencia De Agua	filtración por goteo	filtración por goteo	filtración por goteo
Alteración Y Discontinuidades	Relleno blando con contenido de arcillas, clorita, cericita.	es con clorita, granos de arena y en algunos casos limpia	es con clorita, granos de arena y en algunos casos limpia
Rugosidad	rugosa	ligeramente rugosa	suave- lisa

Fuente: Área de Geomecánica (CMH).

3.5. PARAMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

3.5.1. PARAMETROS DE PERFORACION.

En Consorcio Minero Horizonte, Acumulación Parcoy 1, se tiene parámetros establecidos para la construcción de labores de desarrollo, las cuales se muestran en la tabla N° 9, siguiente.

TABLA 9. Parámetros de perforación

PARAMETROS DE PERFORACIÓN		
	UNIDADES	
DIAMETRO DEL TALADRO	<i>mm</i>	45
LONGITUD DE PERFORACIÓN	<i>m</i>	3.3
EFICIENCIA DE PERFORACIÓN	<i>%</i>	93
LONGITUD DEL BARRENO	<i>pies</i>	12
ANCHO DE LABOR	<i>m</i>	4.5
ALTURA DE LABOR	<i>m</i>	4.2
GRADIENTE	<i>%</i>	1
DESVIACION ANGULAR	<i>mm/m</i>	10
ERROR DE EMBOQUILLE	<i>mm</i>	20

Fuente: Área de Perforación y Voladura (CMH).

3.5.2. MALLAS DE PERFORACION.

Las mallas de perforación que se manejan en Consorcio Minero Horizonte varían de acuerdo al tipo de roca según su RMR, lo que facilita de gran manera el trabajo del personal, estas mallas de perforación fueron realizadas y probadas por el área de perforación y voladura las cuales brindan buenos resultados en la voladura principal o de producción

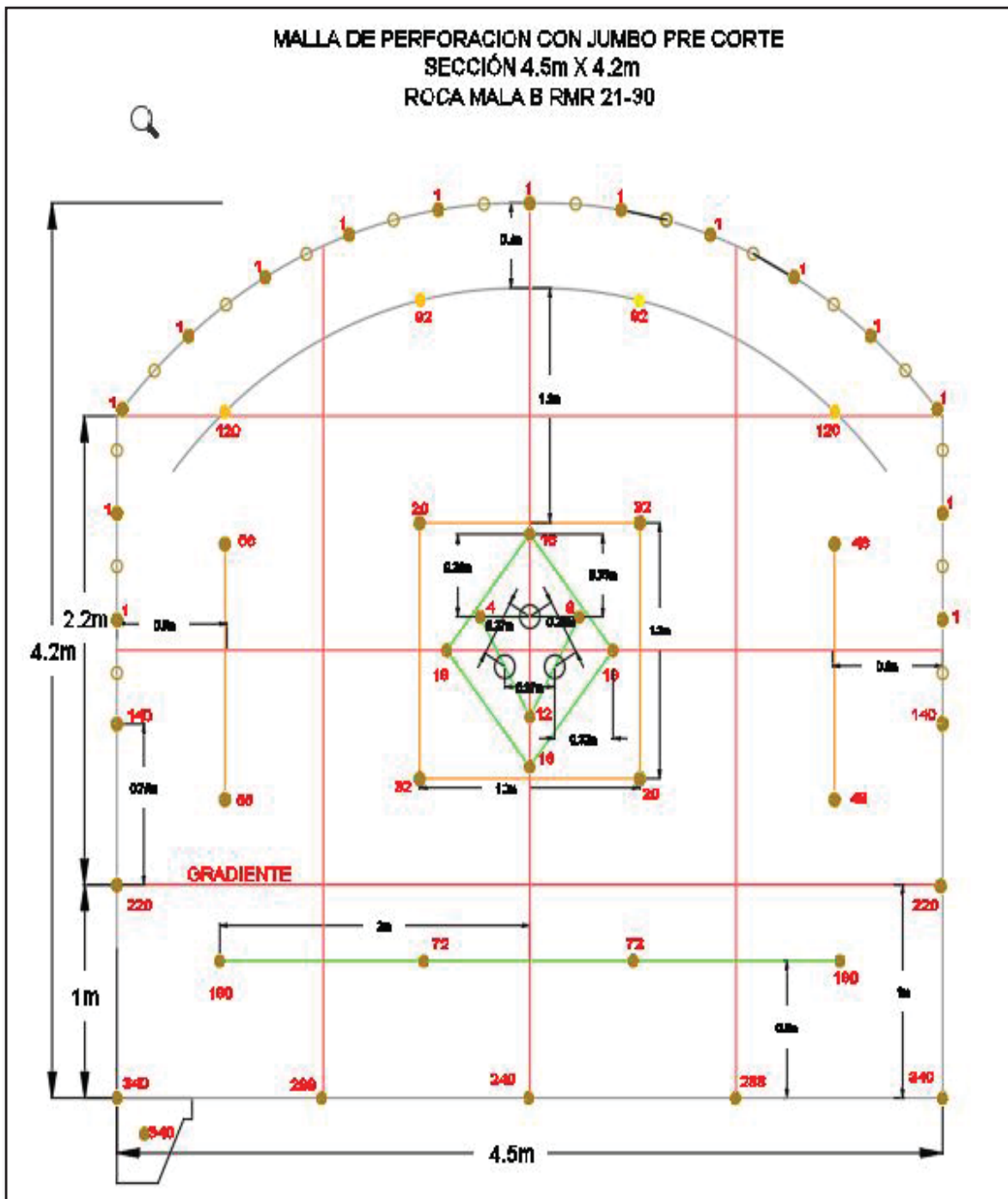
el problema que presentaba dicho estándar se presentaba en el pre-corte ya que era el mismo para los 3 tipos de malla, el cual era de 20 cm de burden entre taladro y taladro, lo cual no se ajustaba a cada tipo de roca que manejamos en la unidad Acumulación Parcoy 1, Consorcio Minero Horizonte.

El otro inconveniente era la falta de un estándar para el carguío de los taladros del pre-corte de acuerdo al tipo de roca. Los cuales eran cargados de diferentes formas de acuerdo al criterio de los maestros de perforación.

La falta de la cuantificación de estos parámetros nos dificultaba en gran medida a la hora de la perforación y el carguío de los taladros del pre-corte.

3.5.2.1. Malla de perforación y voladura para RMR (21-30) 4.5 x 4.2 m

FIGURA 24. Malla de perforación para RMR (21-30)

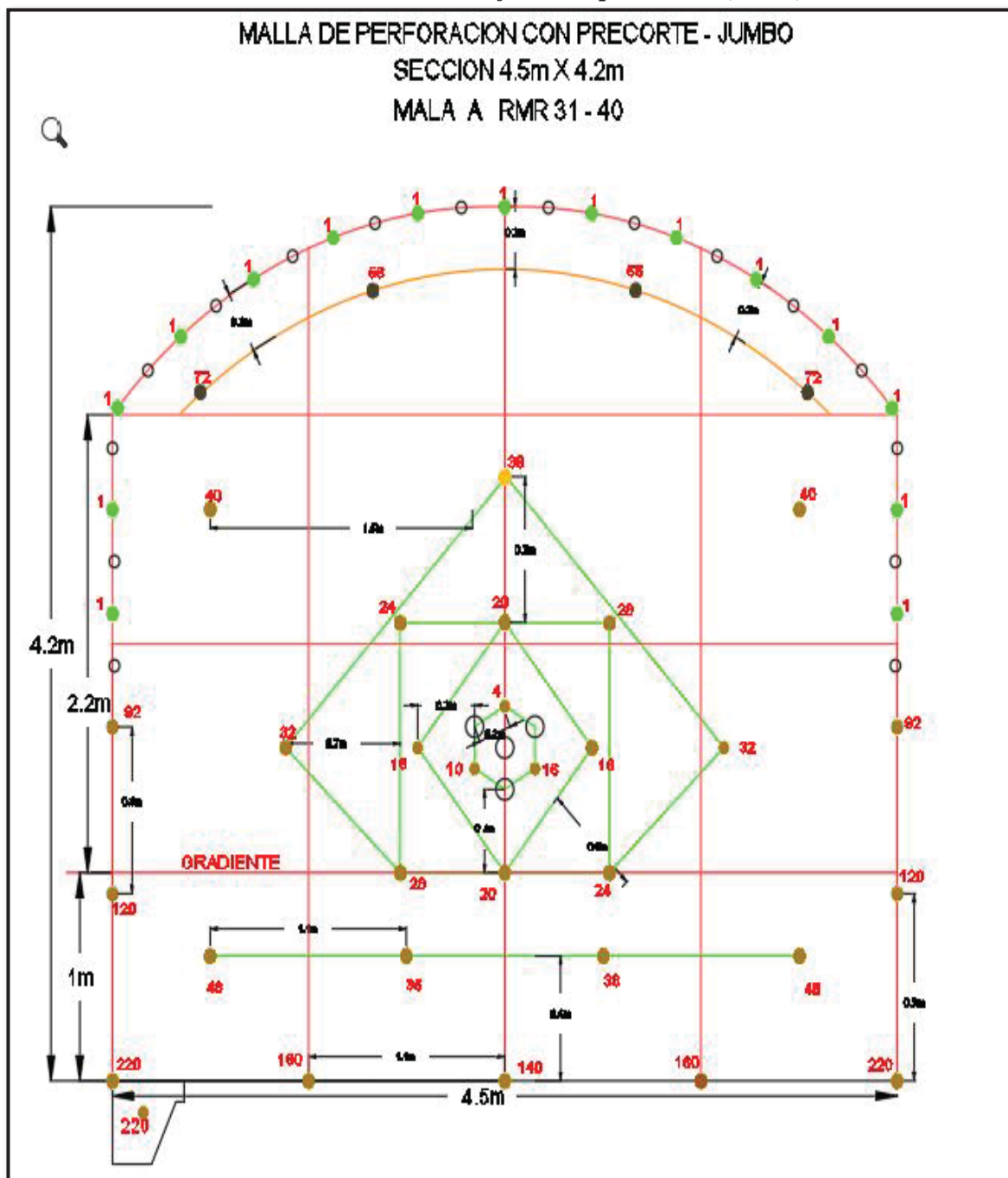


N° de EXSANEL	1	4	8	12	16	18	32	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	TOTAL
Cantidad	15	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	2	2	48

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH)

3.5.2.2. Malla de perforación y voladura para RMR (31-40) 4.5 x 4.2 m

FIGURA 25. Malla de Perforación para RMR (31-40)

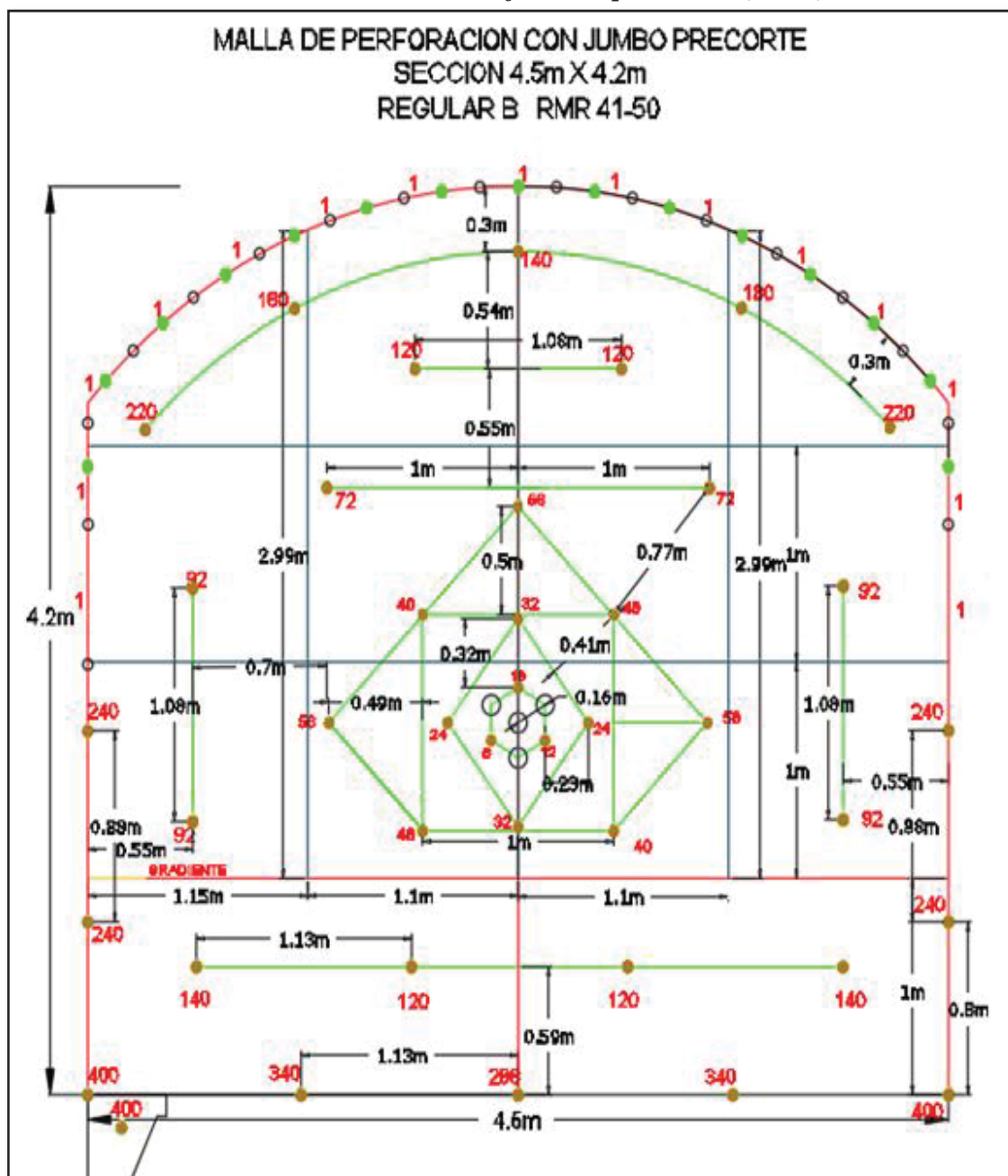


N° de EXSANEL	1	4	10	16	18	20	24	28	32	36	40	48	56	72	92	120	140	180	220	TOTAL
Cantidad	15	1	1	1	2	2	2	2	2	3	2	2	2	2	2	2	1	2	3	49

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH)

3.5.2.3. Malla de perforación y voladura para RMR (41-50) 4.5 x 4.2 m

FIGURA 26. Malla de Perforación para RMR (41-50)



N° de EXSANEL	1	6	12	18	24	32	40	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	400	TOTAL
Cantidad	15	1	1	1	2	2	2	2	3	2	4	4	3	2	2	4	1	2	3	56

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH)

3.5.3. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

En Consorcio Minero Horizonte, Acumulación Parcoy 1, utilizamos explosivos y accesorios de la marca EXSA, los cuales nos proveen, dinamitas de diferentes densidades, potencias y tamaños, las variedades que más utilizamos son: EXSABLOCK Y SEMEXSA, de las características que mostramos en la tabla N° 10. Y en la tabla N° 11

TABLA 10. Características de los explosivos

	UNIDADES	EXSABLOCK		SEMEXSA 45	
LONGITUD	<i>Pulg.</i>	8	7	12	7
DIAMETRO	<i>Pulg.</i>	1 1/8	7/8	1 1/2	7/8
PESO	<i>kg.</i>	0.125	0.079	0.205	0.096
DENSIDAD	<i>gr/cm³</i>	0.91	0.91	1.08	1.08
VELOCIDAD DE DETONACION	<i>m/s</i>	2800	2800	3800	3800
PRESION DE DETONACION	<i>Kbar</i>	23	23	87	87
ENERGIA	<i>KJ/kg.</i>	1720	1720	3338	3338
RESISTENCIA AL AGUA		poca	poca	regular	regular

Fuente: Catálogo de explosivos y accesorios (EXSA).

TABLA 11. Características de los accesorios.

CORDON DETONANTE	PENTACORD Nro 5
FULMINATE	Nro 8
EXSANEL	Nro 1/Nro2 (3.5 m)
MECHA LENTA DE SEGURIDAD	CARMEX 02 (7 pies)
IGNICION RAPIDA	10 Cm

Fuente: Catálogo de Explosivos y Accesorios (EXSA).

CAPITULO IV

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION.

4.1. TIPO DE INVESTIGACION

De acuerdo a la naturaleza de la investigación, por su peculiaridad y sus características del estudio es de tipo experimental de causa y efecto, donde la causa es el rediseño del pre-corte en la malla de perforación y el efecto será los resultados de la voladura, para labores de desarrollo BP-2724, esto permitirá la mejora en las operaciones de Consorcio Minero Horizonte S.A.

4.2. NIVEL DE LA INVESTIGACION.

- Descriptiva
- Correlacional
- Explicativa

4.3. METODO DE LA INVESTIGACION.

Método general : Análisis y comparación.

Método específico: Observación y medición.

4.4. DISEÑO DE INVESTIGACION.

Para efectos de la contrastación de la hipótesis se utilizó el diseño:

- Experimental
- Correlacional y Causal

4.5. POBLACION Y MUESTRA.

Población: Labores de desarrollo unidad acumulación parcoy 1, consorcio minero horizonte.

Muestra: Labor de desarrollo BP-2724.

4.6. MATERIALES Y EQUIPOS A UTILIZAR.

- Distanciómetro
- flexómetro.
- Caramas fotográficas.
- Computadoras.
- Otros.

4.7. TECNICAS DE RECOLECCION DE DATOS.

Las técnicas que se utilizaron son observacionales de medición de datos y de control operacional, para determinar los resultados de la voladura y su posterior análisis de los errores y aciertos.

4.8. PROCESAMIENTO Y ANALISIS DE LA INFORMACION.

- Revisión y estudio de los modelos matemáticos aplicados a la perforación y voladura.
- Estudio detallado de los parámetros de macizo rocoso, perforación y voladura.
- Identificación in situ de problemas y deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura y de los estándares existentes de las operaciones unitarias de minado.

CAPITULO V

ANALISIS Y EVALUACION DE RESULTADOS.

5.1. EVALUACION DE LAS ACTUALES PRACTICAS.

5.1.1. PERFORACIÓN.

5.1.1.1. Pintado de malla de perforación (Deficiente)

Sabemos que el pintado de la malla de perforación es muy importante para realizar una perforación adecuada y optima, pero como se muestra en la figura N°27, el pintado de malla se realiza de manera deficiente lo que conlleva a una mala perforación y voladura.

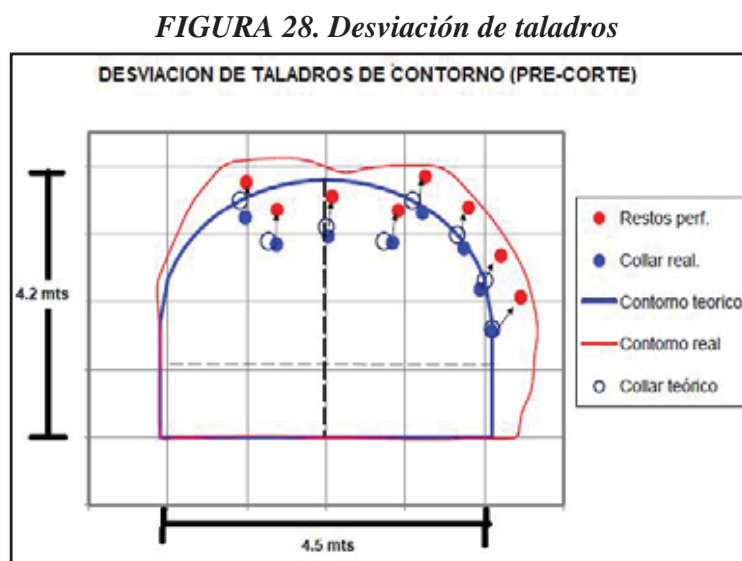
FIGURA 27. Pintado de frentes sin formar arco y sin realizar la cola y gradiente.



Fuente: Elaboración propia.

5.1.1.2. Perforación del frente (Deficiente)

La perforación de los taladros de contorno (pre-corte), se realizaba con desviación hacia la corona y hastiales, esta mala práctica también contribuye a una deficiencia en la perforación y voladura, ya que genera sobre-rotura, como se observa en la figura N°28,



Fuente: Elaboración propia

Los operadores de jumbo tampoco utilizaban sus guidores, como se observa en la figura N° 29.

FIGURA 29. Perforación de frente sin cumplir parámetros



Fuente: Elaboración propia

5.1.2. VOLADURA.

Sabemos que parte muy importante de la voladura controlada de pre-corte en minería subterránea, es la elaboración de cañas el cual consiste en adherir cartuchos de dinamita con su fulminante a los tubos PVC, previamente cortados, los cuales en muchos casos eran mal hechos e incluso se observó en algunas ocasiones que el maestro de la labor no las elaboraba, estas malas prácticas también ocasionaban sobre-rotura. Como se observa en la figura N° 30

FIGURA 30. Imagen de labores con sobre-rotura por encima del límite permisible.



Fuente: Elaboración Propia.

NOTA: *Luego del seguimiento realizado al BP-2724, se determinó que la sobre-rotura fue causada por una mala aplicación del pre-corte en la perforación y voladura, lo que causaba retrasos en el ciclo de minado. Por lo tanto, tomamos la decisión de realizar un estándar del pre-corte, con la finalidad de reducir la sobre-rotura y disminuir el tiempo del ciclo de minado.*

5.1.3. EVALUACION COSTOS PERFORACIÓN Y VOLADURA ACTUAL.

5.1.3.1. Cálculo de equipo de perforación.

TABLA 12. Equipo de perforación Jumbo SANDVICK de un solo brazo

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP.	COSTODE OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR.	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/METRO LINEAL
JUMBO ELECTRO HIDRAULICO	HORAS	3.00	68.69	138.00	414	125.45
SUBTOTAL						125.45

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

5.2.5.2. Cálculo de materiales.

TABLA 13. Análisis de materiales para perforación y voladura

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP.	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/METRO LINEAL
BARRA DE PERFORACIÓN 12'	MT/DISP	196.10	2500	0.078	513.94	12.14
BROCA DE 45 MM	MT/DISP	221.10	200	1.1	83.12	27.70
SHANK ADAPTER	MT/DISP	196.10	3500	0.056	254.3	4.31
RIMADORA DE 102 MM	MT/DISP	13.20	200	0.066	221.92	4.44
TUBO PVC (PRE-CORTE)	PZA	6.00			2.16	3.92
SUBTOTAL						52.51

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

5.2.5.3. Cálculo de voladura.

TABLA 14. Análisis de carga explosiva y accesorios de voladura

TALADROS DE PRODUCCION						
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT./PZA	PESO EN Kg.	COSTO U.S.\$/PZA	U.S.\$/M-L	
SEMEXSA 45% 1 1/8x12"	TAL.	238		0.55	39.67	
EXSABLOCK 1 1/8x8"	TAL.	84		0.28	7.12	
CORDON DETONANTE 5P	MTS	50		0.22	3.33	
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTS. - CARMEX(300)	PZAS	2		0.82	0.49	
EXSANEL 4.2 MTS	PZAS	48		1.15	16.7	
SUBTOTAL						67.31

TALADROS DE PRE-CORTE					
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT./PZA	PESO EN Kg.	COSTO U.S.\$/PZA	U.S.\$/M-L
SEMEXSA 45% 1 1/8x12"	TAL	30		0.55	5.00
EXSABLOCK 1 1/8x8"	TAL	75		0.28	7.64
SUBTOTAL					12.64

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

5.2.5.4. Cálculo de gastos generales, utilidades y total.

TABLA 15. Análisis de gastos generales, utilidades y costo total

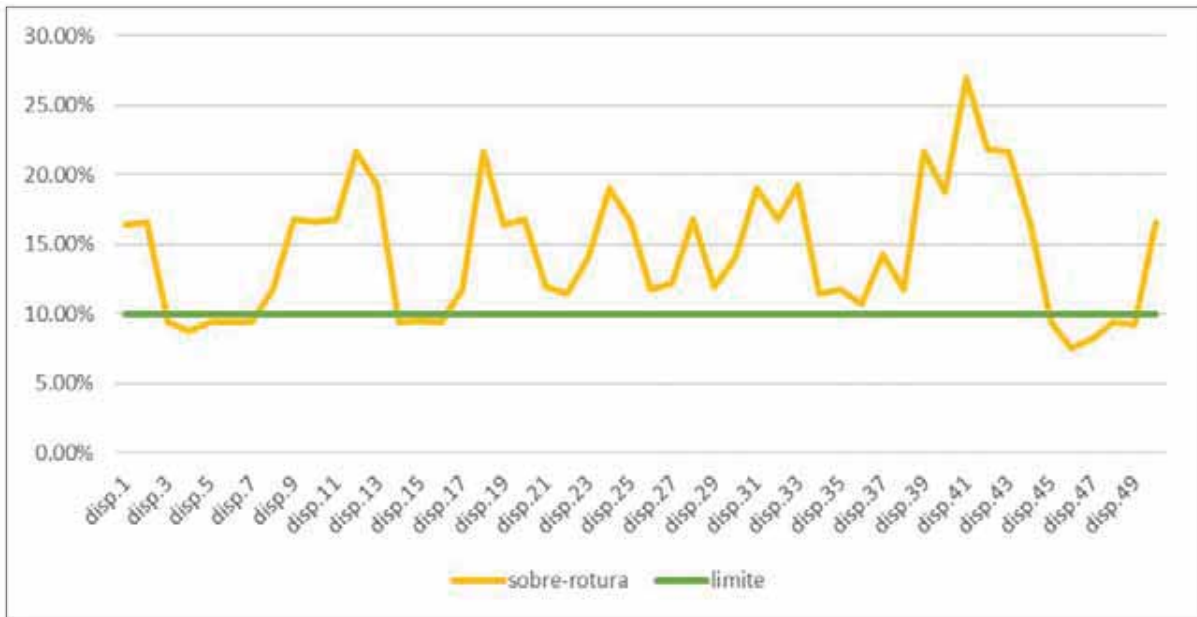
DESCRIPCION	PORCENTAJE	U.S.\$/M-L
GASTOS GENERALES	30%	77.373
UTILIDADES	10%	25.791
SUBTOTAL		103.164
COSTO TOTAL	361.07	U.S.\$/M-L

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

5.1.4. CUANTIFICACION DE LA SOBRE-ROTURA.

Para obtener datos de sobre-rotura de una labor, en este caso de nuestra labor de desarrollo BP-2724, se realizó seguimiento, tomando datos de la altura y el ancho de la labor, post voladura, los cuales fueron almacenados como se muestra en el Anexo N°6.1, y posteriormente analizados como vemos en la siguiente figura N°. 31, en la figura podemos observar los disparos que ocasionaron sobre-rotura por encima de 10%.

FIGURA 31. Resumen de sobre-rotura previo al estándar por disparo.



Fuente: Elaboración propia

En la siguiente figura N°32, podemos observar que de 50 disparos registrados 37 están por encima del límite permisible (10%) lo que representa el 74% del total.

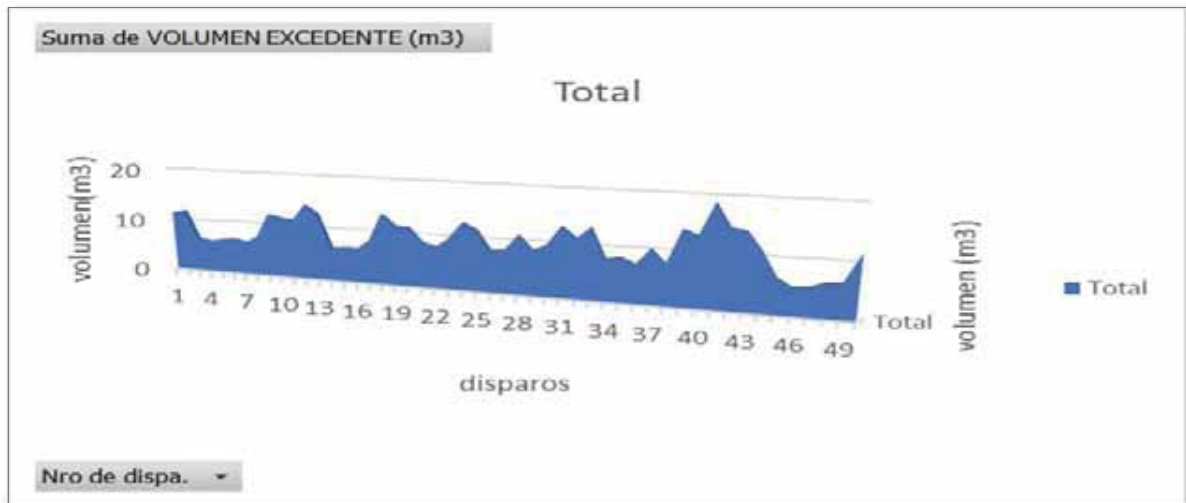
FIGURA 32. Resumen de sobre-rotura por mes (previo al estándar)



Fuente: Elaboración propia.

Esta sobre-rotura genera tonelaje extra como se muestra en la figura N°33

FIGURA 33. Volumen excedente por disparo (Antes del estándar)



Fuente: Elaboración propia.

5.1.5. RESUMEN DE TIEMPOS DE OPERACIONES UNITARIAS.

La siguiente tabla N°16, nos muestra los tiempos promedio por operación unitaria, con lo cual nos podemos dar cuenta de que el ciclo de minado se alarga hasta más de 10 Hrs, lo que ocasiona un retraso en los ciclos de minado y alargar hasta dos guardias para hacer un solo disparo.

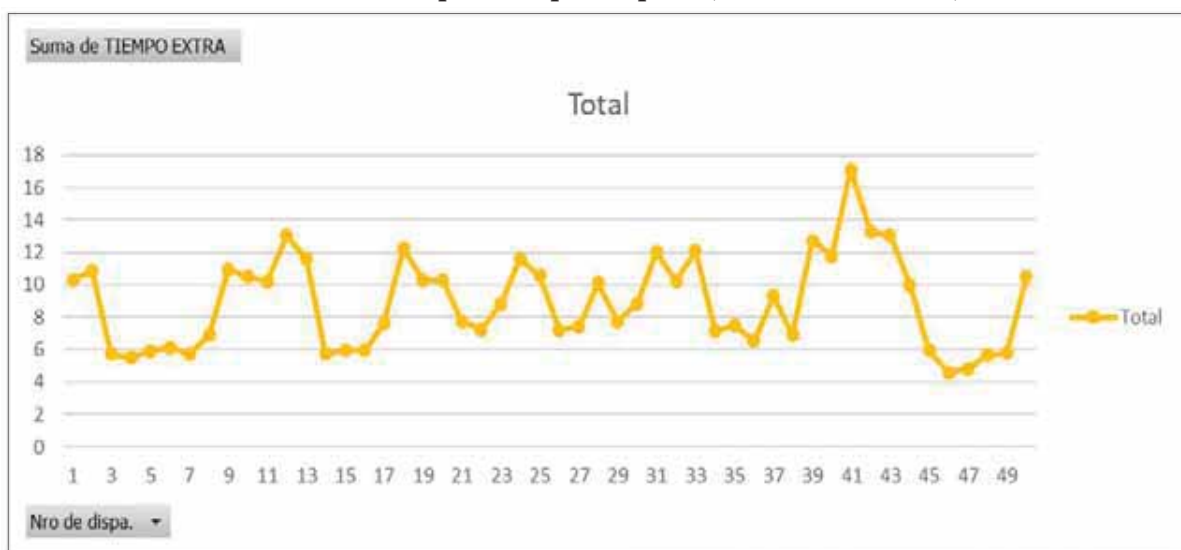
TABLA 16. Resumen de tiempos de Operaciones Unitarias.

DESCRIPCION	UNIDAD	TOTAL
Ventilación	Hrs	0.50
Regado Y Desatado	Hrs	0.50
Limpieza (6 Yd)	Hrs	1.25
Percutado Y Perfilado	Hrs	0.50
Limpieza (6 Yd)	Hrs	0.50
Lanzado De Shotcrete	Hrs	0.52
Fraguado Shotcrete	Hrs	1.00
Empernado	Hrs	1.06
Perforación	Hrs	3.00
Carguío Del Frente	Hrs	1.00
Almuerzo-Refrigerio	Hrs	1.00
TOTAL(ciclo de minado)	Hrs	10.83

Fuente: Elaboración propia.

Estos tiempos extras que ocasionan retrasos en el ciclo de minado como se muestra en la tabla N°17, es principalmente por el tonelaje extra generado debido a un mal control en el pre-corte, lo que adiciona tiempo al ciclo de minado como se muestra en la siguiente figura N°34.

FIGURA 34. Tiempo extra por disparo (Antes del estándar)



Fuente: Elaboración propia.

5.2. CALCULOS Y DISEÑO PARA LA ESTADARIZACION DEL PRE-CORTE.

5.2.1. CALCULO DEL BURDEN CON FORMULA DE C. KONYA. (1972)

Basada en las teorías del Dr. Ash, determina el burden con base en la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad tanto del explosivo como de la roca, según:

$$B = (3.15) \varnothing_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

Donde:

B : burden

\varnothing_e : diámetro del explosivo

ρ_e : densidad del explosivo

ρ_r : densidad de la roca.

...Ecuación 1

De acuerdo a nuestra realidad que manejamos en la unidad modificamos la formula principal de cálculo de BURDEN, como se muestra a continuación.

$$B = (1) \varnothing_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

...Ecuación 2

Esto nos permitió obtener resultados más acordes a la realidad de nuestra unidad, los que también fueron puestos a prueba.

Donde:

B : burden

\varnothing_e : diámetro del explosivo

ρ_e : densidad del explosivo

ρ_r : densidad de la roca.

a) BURDEN PARA ROCAS DE RMR (21-30)

Reemplazamos los siguientes valores en la ecuación 2

Tipo de explosivo: EXSABLOCK (1 1/8 x 8)

\varnothing_e : diámetro del explosivo: 1 1/8 pulgada,

ρ_e : densidad del explosivo: 0.91 gr/cm³

ρ_r : densidad de la roca: 2.5 gr/cm³

Sustituyendo valores en 1 tenemos:

$$B = (1) * 1.125 * \sqrt[3]{\frac{0.91}{2.5}}$$

$$B = 0.803 \text{ pies}$$

$$B = 0.2448 \text{ m} < > 0.25 \text{ m}$$

$$B = 25 \text{ cm}$$

b) BURDEN PARA ROCAS DE RMR (31-40)

Reemplazamos los siguientes valores en la ecuación 2

Tipo de explosivo: EXSABLOCK (1 1/8 x 8)

\varnothing_e : diámetro del explosivo: 1 1/8 pulgada,

ρ_e : densidad del explosivo: 0.91 gr/cm³

ρ_r : densidad de la roca: 2.7 gr/cm³

Sustituyendo valores en 1 tenemos:

$$B = (1) * 1.125 * \sqrt[3]{\frac{0.91}{2.7}}$$

$$B = 0.782 \text{ pies}$$

$$B = 0.23 \text{ m} < > 0.23 \text{ m}$$

$$B = 23 \text{ cm}$$

c) BURDEN PARA ROCAS DE RMR (41-50)

Reemplazamos los siguientes valores en la ecuación 2

Tipo de explosivo: SEMEXSA (7/8 x 7)

\varnothing_e : diámetro del explosivo: 0.875 pulgadas,

ρ_e : densidad del explosivo: 1.08 gr/cm³

ρ_r : densidad de la roca: 2.9 gr/cm³

Sustituyendo valores en 1 tenemos:

$$B = (1) * 0.875 * \sqrt[3]{\frac{1.08}{2.9}}$$

$$B = 0.629 \text{ pies}$$

$$B = 0.191 \text{ m} < > 0.20 \text{ m}$$

$$B = 20 \text{ cm}$$

5.2.2. CALCULO DE LA COLUMNA DE CARGA EXPLOSIVA PARA TALADROS DE PRE-CORTE.

El Dr. Melvin Cook, afirma que la curva que representa a la presión y el tiempo de una Mescla Explosiva Comercial (MEC) cualquiera en la voladura de un taladro se caracteriza por las siguientes propiedades.

- La intensidad
- La presión dentro del taladro (Pb)
- La máxima energía disponible (MAE)
- CUADRO RESUMEN PARA CARGUIO DE TALADROS DE PRE-CORTE.

En la tabla, se muestra algunas especificaciones genéricas promedio para el pre-corte.

TABLA 17. Parámetros de carga explosiva para taladros de pre-corte.

Diámetro de los taladros (pulg.)	Espaciamiento (ft)	Carga explosiva (lb/Ft)
1.50 - 1.75	1.00 - 1.50	0.08 - 0.25
2.00 - 2.50	1.50 - 2.00	0.08 - 0.25
3.00 - 3.50	1.50 - 3.00	0.13 - 0.50
4.00	2.00 - 4.00	0.25 - 0.75

Fuente: Dr. Melvin Cook

NOTA: Para el diseño del carguío de los taladros se tomó en cuenta los conceptos y el cuadro resumen, como también los estudios previos en la unidad acumulación parcoy 1, los cuales tienen como estándar básico cargar los taladros desacoplados y los cartuchos separados entre sí. Esto nos permite reducir la presión dentro de las paredes del taladro lo que permite un mejor control de nuestras paredes del macizo rocoso.

a. CARGUIO DEL PRE-CORTE PARA ROCAS DE RMR (21-30)

Tomando como referencia la tabla N° 1, los conceptos básicos de pre-corte y los siguientes datos:

\varnothing_t : diámetro del taladro:

B = E: burden y/o espaciamento: 25 cm.

L: longitud de barreno: 12 pies

Pe: perforación efectiva: 11 pies.

Peso por cartucho (exsablock): 0.125 kg/cart.

Por comparación y por pruebas de campo tendríamos como resultado q_c , el siguiente valor:

$$q_c = 0.093 \text{ lb/pie}$$

$$q_c = 0.14 \text{ kg/m}$$

Si $Pe = 11$ pies. (3.3 m.) entonces: $q_c/t_c = 0.14 \text{ kg/m} * 3.3 \text{ m}$

$$q_c/t_c = 0.490 \text{ kg/tal}$$

Luego calculamos la cantidad de cartuchos que necesitamos por taladro:

$$\text{Cart/tal} = \frac{0.4 \text{ k } /t_c}{0.1 \text{ k } /c} = 3.92 < > 4 \text{ cart/tal}$$

b. CARGUIO DEL PRE-CORTE PARA ROCAS DE RMR (31-40)

Tomando como referencia la tabla N° 1, los conceptos básicos de pre-corte y los siguientes datos:

\varnothing_t : diámetro del taladro:

B = E: burden y/o espaciamiento: 23 cm.

L: longitud de barreno: 12 pies

Pe: perforación efectiva: 11 pies.

Peso por cartucho (exsablock): 0.125 kg/cart.

Por comparación y por pruebas de campo tendríamos como resultado q_c , el siguiente valor:

$$q_c = 0.15 \text{ lb/pie}$$

$$q_c = 0.22 \text{ kg/m}$$

Si $Pe = 11$ pies. (3.3 m) entonces: $q_c/t_c = 0.22 \text{ kg/m} * 3.3 \text{ m}$

$$q_c/t_c = 0.75 \text{ kg/tal}$$

Luego calculamos la cantidad de cartuchos que necesitamos por taladro:

$$\text{Cart/tal} = \frac{0.7 \text{ k } /t_c}{0.1 \text{ k } /c} = 4.8 < > 6 \text{ cart/tal}$$

c. CARGUIO DEL PRE-CORTE PARA ROCAS DE RMR (41-50)

Tomando como referencia la tabla N° 1, los conceptos básicos de pre-corte y los siguientes datos:

\varnothing_t : diámetro del taladro:

B = E: burden y/o espaciamento: 20 cm.

L: longitud de barreno: 12 pies

Pe: perforación efectiva: 11 pies.

Peso por cartucho (Semexsa): 0.079 kg/cart.

Por comparación y por pruebas de campo tendríamos como resultado q_c , el siguiente valor:

$$q_c = 0.15 \text{ lb/pie}$$

$$q_c = 0.223 \text{ kg/m}$$

Si Pe = 11pies. (3.3 m) entonces: $q_c/t_c = 0.223 \text{ kg/m} * 3.3 \text{ m}$

$$q_c/t_c = 0.738 \text{ kg/tal}$$

Luego calculamos la cantidad de cartuchos que necesitamos por taladro:

$$\text{Cart/tal} = \frac{0.7 \text{ k } /t_c}{0.0 \text{ k } /c} = 9.34 < > 10 \text{ cart/tal}$$

5.2.3. RESUMEN DE CALCULOS OBTENIDOS PARA EL ESTANDAR.

TABLA 18. Resumen de cálculos obtenidos de perforación para el pre-corte

CUADRO RESUMEN DE CALCULOS PARA PERFORACION DEL PRE-CORTE					
TIPO DE ROCA	RMR	CALIDAD DE MACIZO	UNIDADES	BURDEN	ESPACIAMIENTO
III-B	41-50	REGULAR B	cm	20	40
IV-A	31-40	MALA A	cm	23	46
IV-B	21-30	MALA B	cm	25	50

Fuente: Elaboración propia.

TABLA 19. Resumen de cálculos de carga explosiva para el pre-corte

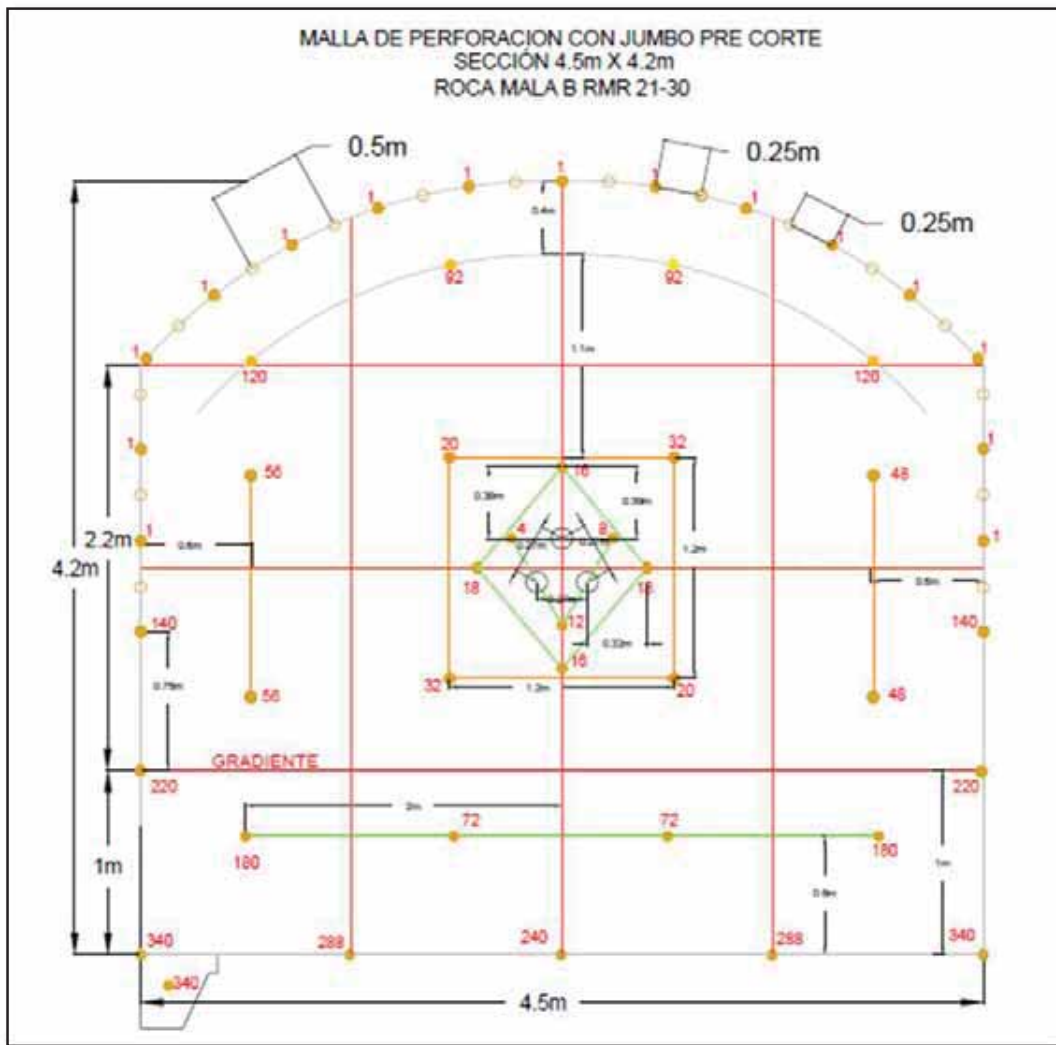
CUADRO RESUMEN DE CALCULOS DE CARGUIO PARA EL PRE-CORTE	TIPO DE ROCA	III-B	IV-A	IV-B
	RMR	41-50	31-40	21-30
	CALIDAD DE MACIZO	REGULAR B	MALA A	MALA B
	EXSABLOCK(1 1/8)		6	4
	SEMEXSA 45 (7/8x7)	10		
	ESPACIAMIENTO ENTRE CARTUCHOS	10 cm	30 cm	60 cm
	Nro de retardo	Nro 1	Nro 1	Nro 1
	Factor de carga	1.60 kg/m3	1.40 kg/m3	1.10 kg/m3
	Factor De Potencia	0.55 kg/tm	0.51 kg/tm	0.44 kg/tm

Fuente: Elaboración propia

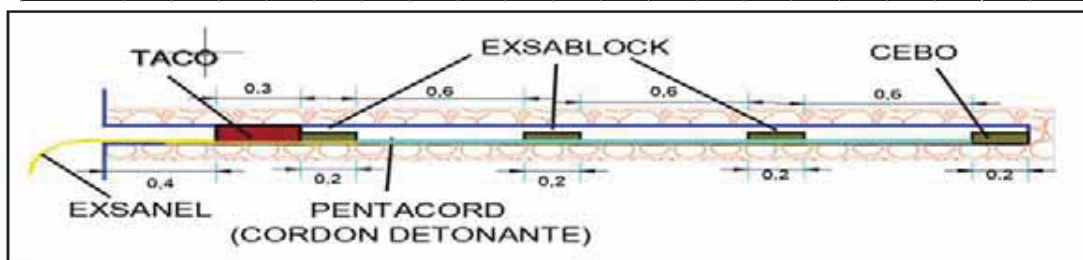
5.2.4. MALLAS DE PERFORACIÓN CON NUEVO ESTANDAR.

5.2.4.1. Malla de perforación y voladura para RMR (21-30) 4.5 x 4.2 m.

FIGURA 35. Malla de perforación con nuevo estándar. RMR (21-30)



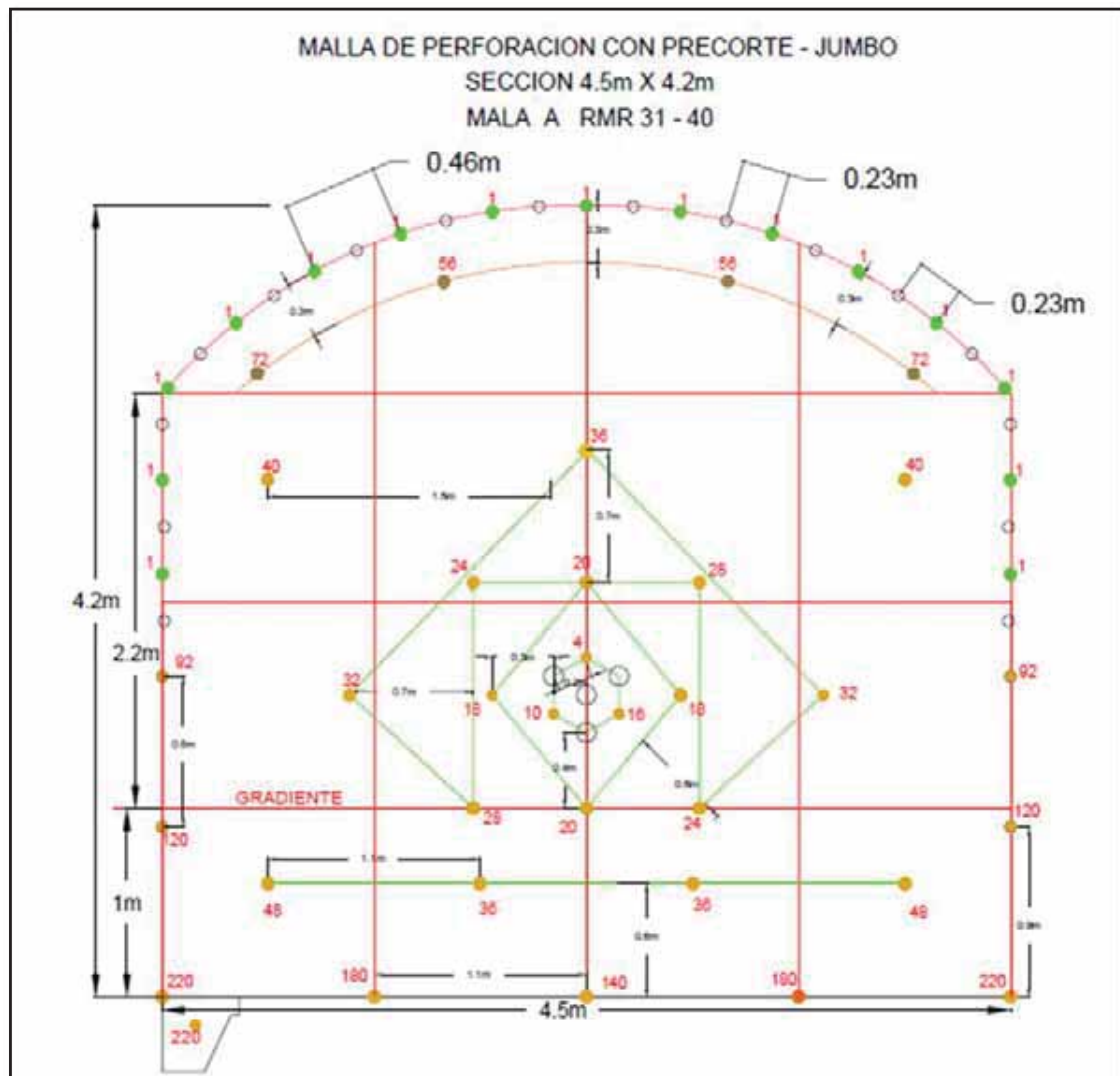
N° de EXSANEL	1	4	8	12	16	18	32	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	TOTAL
Cantidad	15	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	2	2	48



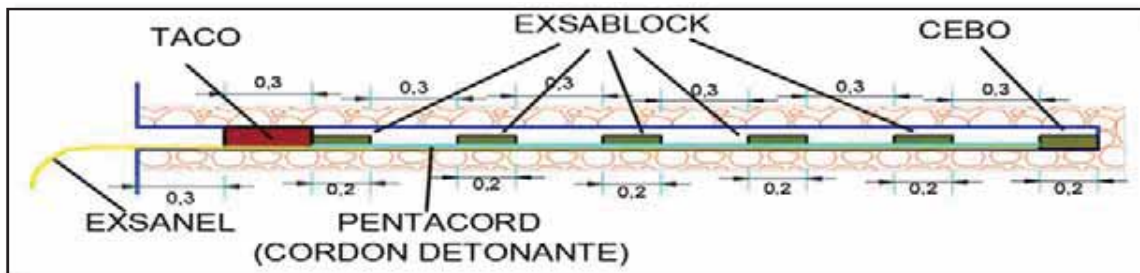
Fuente: Elaboración Propia.

5.2.4.2. Malla de perforación y voladura para RMR (31-40) 4.5 x 4.2 m

FIGURA 36. Malla de perforación con nuevo estándar. RMR (31-40)



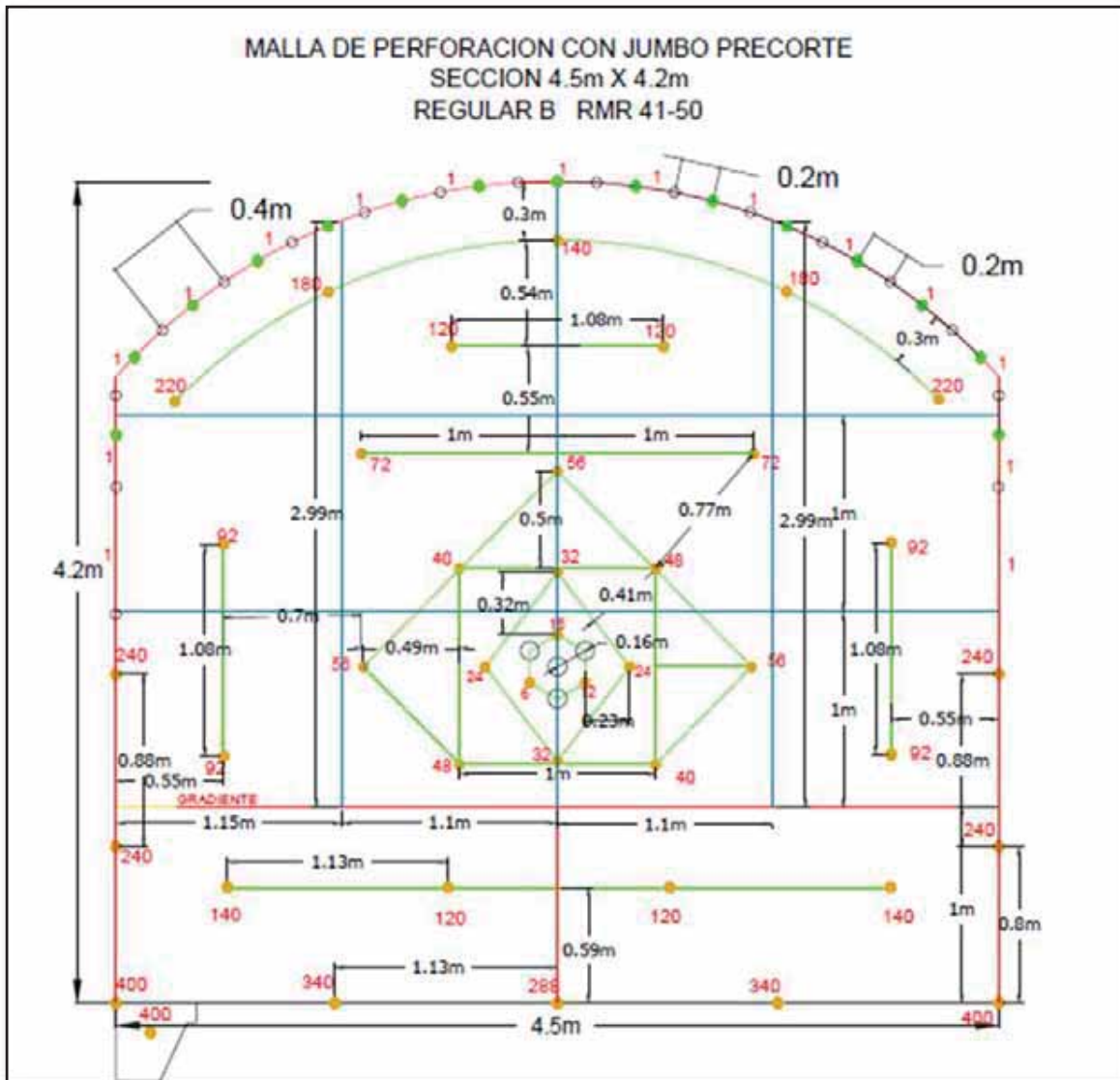
N° de EXSANEL	1	4	10	16	18	20	24	28	32	36	40	48	56	72	92	120	140	180	220	TOTAL
Cantidad	15	1	1	1	2	2	2	2	2	3	2	2	2	2	2	2	1	2	3	49



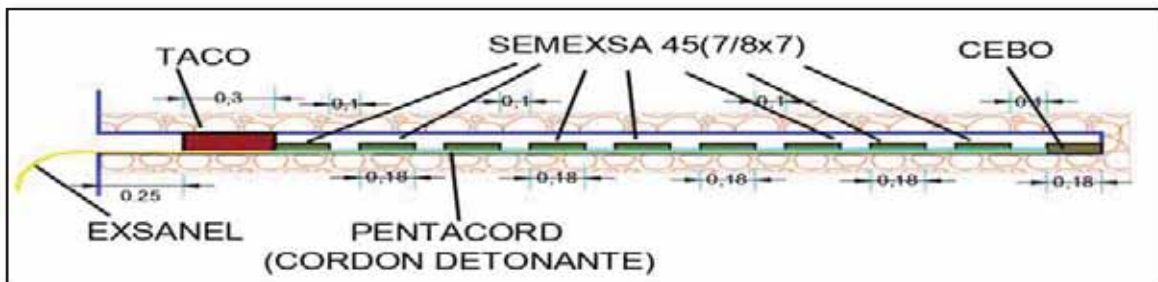
Fuente: Elaboración propia.

5.2.4.3. Malla de perforación y voladura para RMR (41-50) 4.5 x 4.2 m

FIGURA 37. Malla de perforación con nuevo estándar. RMR (41-50)



N° de EXSANEL	1	6	12	18	24	32	40	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	400	TOTAL
Cantidad	15	1	1	1	2	2	2	2	3	2	4	4	3	2	2	4	1	2	3	56



Fuente: Elaboración propia.

5.3. APLICACIÓN DE LA ESTANDARIZACIÓN DEL PRE-CORTE EN EL BP-2724

5.3.1. SEGUIMIENTO Y CONTROL OPERATIVO

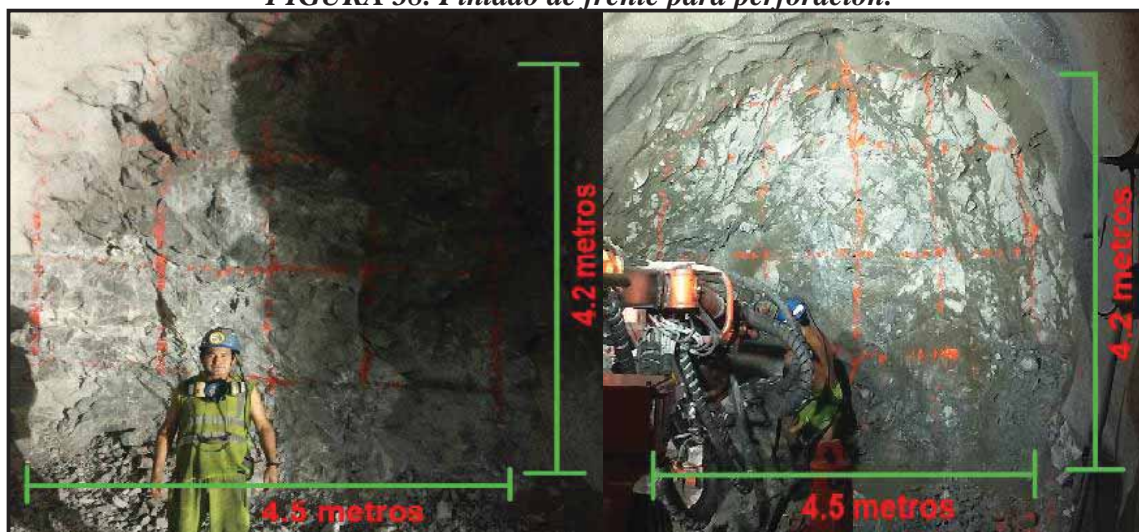
- Cumplimiento del Diseño de la Malla de Perforación para cada tipo de roca según su RMR.
- Optimizar la malla de perforación y/o voladura, que cumpla con el burden, espaciamiento, longitud del taladro, longitud de carga en los taladros de producción y contorno(pre-corte)
- Perforación eficiente y según la demarcación de la malla en el campo.
- Adecuada distribución de la energía del explosivo en los taladros de contorno (pre-corte).
- En voladura se realizó un adecuado consumo de explosivos y que es técnicamente acorde con el diámetro de la broca, burden, espaciamiento, longitud del taladro, condición del terreno, características de la roca.
- Del mismo modo se está entendiendo y tomando en cuenta claramente las propiedades y características de los explosivos y accesorios de voladura.

5.3.2. PERFORACIÓN.

5.3.2.1. Pintado De Malla De Perforación (Eficiente).

El pintado de malla de perforación es muy importante para poder realizar una buena perforación es por eso que se realizó un estándar adecuado el cual se muestra en el Anexo N°2.

FIGURA 38. Pintado de frente para perforación.



Fuente: Elaboración propia.

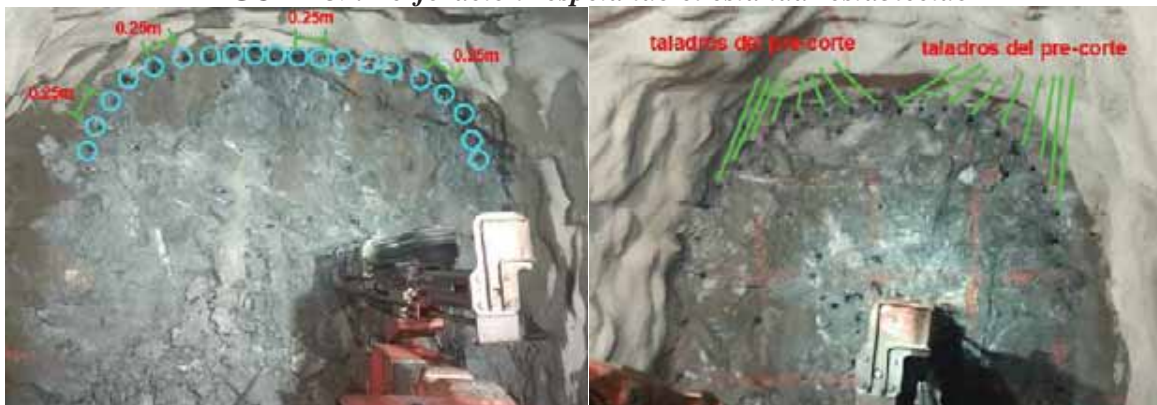
NOTA: Para realizar una buena perforación se tiene que tener un frente bien pintado, de esta manera el operador de jumbo se orienta de mejor manera para realizar una perforación con buena simetría y adecuado paralelismo.

5.3.2.1. Perforación del frente (Eficiente)

Una buena perforación es cuando el operador plasma en el frente lo establecido en el estándar, con una buena supervisión del área de perforación y voladura se pudo conseguir que los operadores cumplan con el estándar propuesto y de esta forma obtener buenos resultados después de la voladura.

En la figura N° 39 se observa que los taladros del pre-corte están en simetría del centro a los costados y equidistantes unos de otros.

FIGURA 39. Perforación respetando el estándar establecido



Fuente: Elaboración propia

NOTA: Como se sabe la perforación es una etapa muy importante en el ciclo de minado y por ende necesita una especial atención de parte de los maestros operadores y la supervisión es por ello que para hacer cumplir lo establecido se necesitaba una supervisión constante.

5.3.3. VOLADURA.

5.3.3.1. Elaboración de cañas y carguío del frente.

La elaboración de cañas es una parte muy importante en el carguío de un frente con pre-corte, ya que la cantidad de explosivo colocado en cada caña será la que defina una buena voladura sin dañar nuestro macizo rocoso.

FIGURA 40. Realización de cañas y carguío según estándar establecido



Fuente: Elaboración propia.

Nota: Se realizó el armado de las cañas de acuerdo al estándar calculado, los cuales se realizaban con tubo de PVC, cinta skotch, punzón de cobre, cordón detonante, exsanel y cartuchos de explosivo.

5.3.3.2. Evaluación post. voladura.

Un indicador que manejamos para determinar el éxito de voladura es poder visualizar las cañas del pre-corte en la corona y parte de los hastiales, por ende, al observar las cañas en las imágenes podemos deducir que nuestras pruebas con el nuevo estándar calculado son óptimas. Como se observa en la figura N° 41.

FIGURA 41. Visualización de cañas en la corona después de la voladura



Fuente: Elaboración propia

5.3.4. EVALUACION COSTOS PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL ESTANDAR.

5.3.4.1. Cálculo de equipo de perforación.

TABLA 20. Equipo de perforación Jumbo SANDVICK de un solo brazo.

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP.	COSTODE OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR.	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/METRO LINEAL
JUMBO ELECTRO HIDRAULICO	HORAS	2.88	68.69	138.00	397.44	120.43
SUBTOTAL						120.43

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

5.3.4.2. Cálculo de materiales.

TABLA 21. Análisis de materiales para perforación y voladura.

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP.	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/METRO LINEAL
BARRA DE PERFORACIÓN 12'	MT/DISP	196.10	2500	0.078	513.94	12.14
BROCA DE 45 MM	MT/DISP	221.10	200	1.1	83.12	27.70
SHANK ADAPTER	MT/DISP	196.10	3500	0.056	254.3	4.31
RIMADORA DE 102 MM	MT/DISP	13.20	200	0.066	221.92	4.44
TUBO PVC (PRE-CORTE)	PZA	8.00			2.16	5.23
SUBTOTAL						53.82

Fuente: consorcio minero horizonte (CMH).

5.3.4.3. Cálculo de voladura.

TABLA 22. Análisis de carga explosiva y accesorios de voladura

TALADROS DE PRODUCCION					
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT./PZA	PESO EN Kg.	COSTO U.S.\$/PZA	U.S.\$/M-L
SEMEXSA 45% 1 1/8x12"	TAL.	238		0.55	39.67
EXSABLOCK 1 1/8x8"	TAL.	84		0.28	7.12
CORDON DETONANTE 5P	MTS	50		0.22	3.33
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTS. - CARMEX(300)	PZAS	2		0.82	0.49
EXSANEL 4.2 MTS	PZAS	48		1.15	16.7
SUBTOTAL					67.31
TALADROS DE PRE-CORTE					
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT./PZA	PESO EN Kg.	COSTO U.S.\$/PZA	U.S.\$/M-L
SEMEXSA 45% 1 1/8x12"	TAL	15		0.55	2.50
EXSABLOCK 1 1/8x8"	TAL	75		0.28	7.64
SUBTOTAL					10.14

Fuente: consorcio minero horizonte (CMH).

5.3.4.4. Cálculo De Gastos Generales, Utilidades Y Total

TABLA 23. Análisis de gastos generales, utilidades y costo total.

DESCRIPCION	PORCENTAJE	U.S.\$/M-L
GASTOS GENERALES	30%	75.51
UTILIDADES	10%	25.17
SUBTOTAL		100.68
COSTO TOTAL	352.38	U.S.\$/M-L

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

5.3.5. CUANTIFICACION DE LA SOBRE-ROTURA (NUEVO ESTANDAR)

Luego de realizar la aplicación del estándar, se realizó el seguimiento para poder realizar las comparaciones después del estándar, producto de los datos almacenados y analizados en el Anexo N°6.2, de estos datos Se pudo deducir que las labores con sobre-rotura disminuyeron de manera considerable como se muestra en la figura N°42

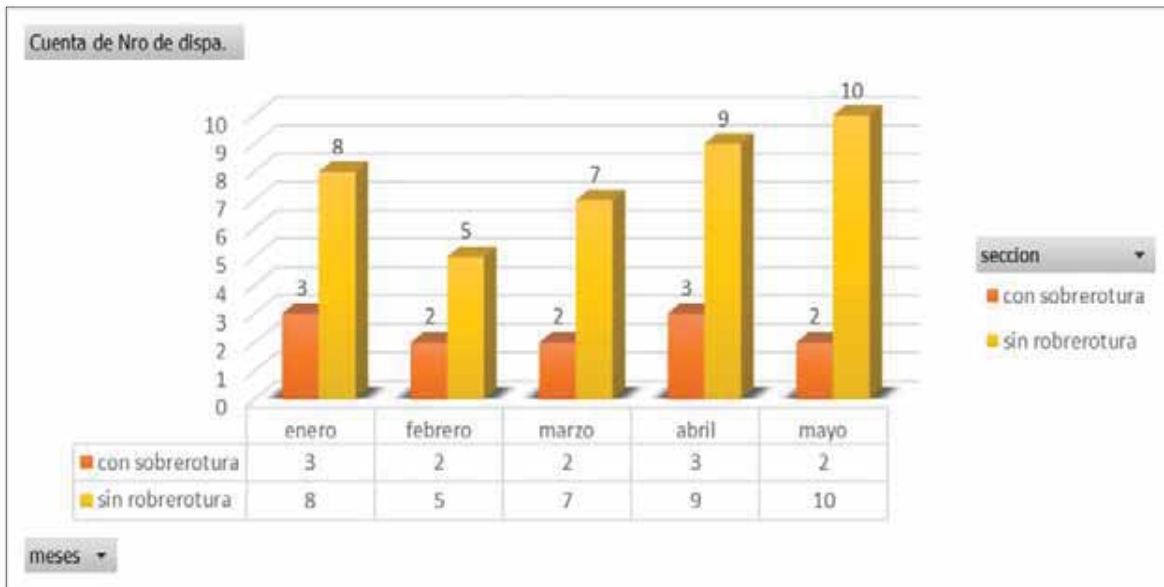
FIGURA 42. Resumen de sobre-rotura por disparo (después del estándar).



Fuente: Elaboración propia.

En la figura N°43, podemos observar que, de 51 disparos registrados, 12 disparos presentan sobre-rotura lo que representa el 23.5%, que en términos generales nos indica que disminuyeron los disparos con sobre-rotura.

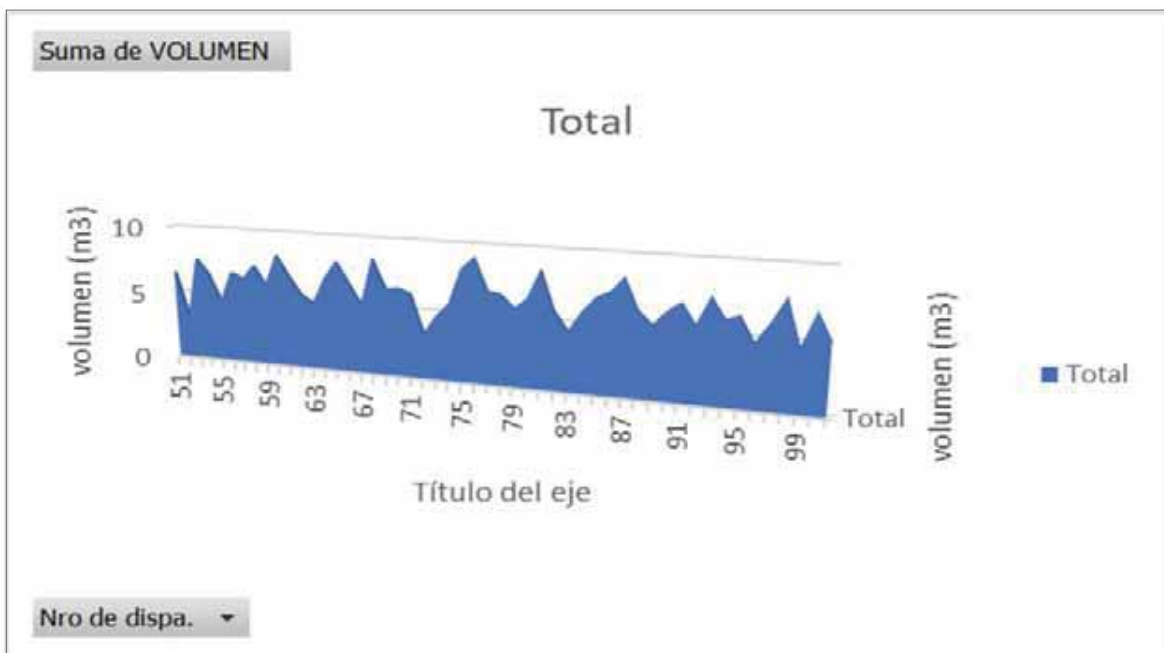
FIGURA 43. Resumen de sobre-rotura por mes (después del estándar)



Fuente: Elaboración propia.

Esta disminución de labores con sobre-rotura, hace que el volumen de material a limpiar y evacuar disminuya considerablemente, como se muestra en la figura N°44.

FIGURA 44. Volumen excedente por disparo (Después del estándar).



Fuente: Elaboración propia.

5.3.6. RESUMEN DE TIEMPOS DE OPERACIONES UNITARIAS (NUEVO ESTANDAR)

La tabla N° 24, nos muestra un resumen del ciclo de minado, donde se puede observar que en promedio el tiempo del ciclo de minado está por debajo de las 10 Hrs, más exactamente 9.58 Hrs, lo que nos indica de que realizando el nuevo estándar podemos realizar un disparo por guardia y que todavía tenemos una pequeña holgura para cualquier imprevisto que se pudiera presentar en las operaciones.

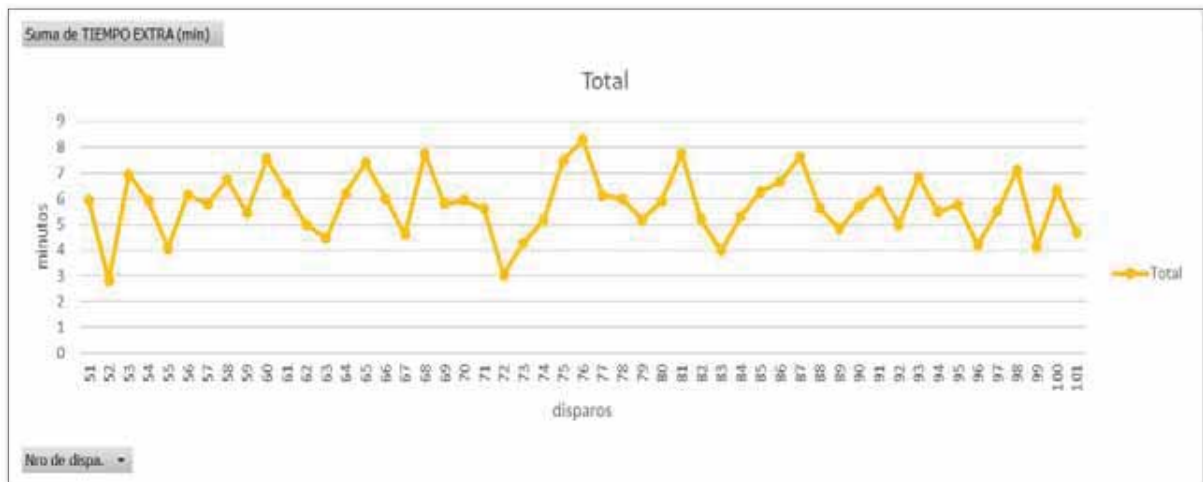
TABLA 24. Resumen de tiempos de operaciones unitarias después del estándar

DESCRIPCION	UNIDAD	TOTAL
ventilación	Hrs	0.50
regado y desatado	Hrs	0.50
limpieza (6 Yd)	Hrs	1.00
percutado y perfilado(Hrs	0.00
limpieza (6 Yd)	Hrs	0.00
lanzamiento de shotcrete	Hrs	0.52
fraguado shotcrete	Hrs	1.00
empernado	Hrs	1.06
perforación	Hrs	3.00
carguio del frente	Hrs	1.00
almuerzo-refrigerio	Hrs	1.00
TOTAL(ciclo de minado)	Hrs	9.58

Fuente: Elaboración propia.

Como se observa en la tabla N°25, con una voladura optima se reducen considerablemente el tiempo del ciclo de minado, principalmente por que se evita realizar operaciones adicionales como el percutado y limpieza de la misma. Como vemos en la figura N°45, los tiempos de limpieza disminuyeron en 15 min. En promedio.

FIGURA 45. Tiempo extra por disparo (Después del estándar)



Fuente: Elaboración propia

5.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

Producto de la estandarización del pre-corte en la malla de perforación, modificando el burden y el carguío de taladros, se disminuyó la sobre-rotura por disparo realizado. Esto en términos de seguridad nos permite tener labores más estables y seguras para nuestro personal, en lo que respecta a la parte productiva esto afecta directamente a la disminución del tiempo de acarreo ya que a menor desmonte menor tiempo de acarreo y por ende menor tiempo en el ciclo de minado.

5.4.1. SOBRE-ROTURA.

Especialmente, el tema central lo constituye la sobre-rotura que se origina en las practicas. En ese sentido, es importante resaltar la efectividad que se tuvo con la aplicación de un estándar de pre-corte para cada tipo de roca, con la información disponible, fue posible establecer un diseño final el cual genera una menor sobre-rotura, disminuyendo tanto los costos rectos de la operación como la exposición a riesgos potenciales por desprendimientos o planchoneos de roca.

Como podemos observar en la figura N°46, las labores con sobre-rotura han disminuido aproximadamente en un 50%,

FIGURA 46. Comparativo de la sobre-rotura antes y después del nuevo estándar



Fuente: Elaboración propia.

5.4.2. DISMINUCION DEL TIEMPO DEL CICLO DE MINADO.

El disminuir la sobre-rotura, hace que el volumen generado de material roto, disminuya de manera considerable, esta disminución del material roto, es directamente proporcional al tiempo que demora el equipo en realizar la limpieza, por con siguiente si tenemos menor volumen nuestro equipo (Scooptram 6YD3), demorara menor tiempo en limpiar y de esta forma por efecto domino, disminuirá los tiempos de las demás operaciones unitarias.

El tiempo promedio del ciclo de minado antes del estándar bordeaba las 10.83 Hrs, lo que nos impedía cumplir un ciclo/guardia, pero al aplicar el nuevo estándar nuestro tiempo promedio del ciclo de minado disminuyo a 9.58 Hrs, tiempo con el cual podemos realizar 01 disparo/guardia y con una holgura de tiempo para imprevistos de la operación.

5.4.3. RESULTADOS RESPECTO AL COSTO.

En el análisis de costos de perforación y voladura, tuvimos una disminución de costos de 361.07 U.S.\$/ML, a 352.38 U.S.\$/ML, lo que significa, 8.69 U.S.\$/ML, esta variación básicamente se dio por la disminución de explosivos al momento del carguío, ya que antes del estándar se utilizaba mayor cantidad de explosivo y posterior al entandar se utilizó menor cantidad de explosivo.

Básicamente se realizó el estándar con el mismo presupuesto, de perforación y voladura, pero con mejores resultados, ya antes mencionados.

Cabe mencionar que la disminución en costos operativos también se dio en varias operaciones unitarias como: (acarreo, transporte, lanzado de shotcrete, empernado, entre otros), pero que no fueron análisis de nuestro estudio.

CONCLUSIONES

1. Con La estandarización del pre-corte, se optimizo, los disparos con Sobre-Rotura, en el BP-2724, los cuales disminuyeron de 74% a 24%, esto nos permite tener labores más estables y seguras para nuestro personal, menor volumen roto de desmonte y por consiguiente menor cantidad de shotcrete para el sostenimiento, lo cual disminuirá los costos operativos.
2. El tiempo de la limpieza por disparo disminuyo directamente proporcional al volumen roto por disparo, ya que a menor volumen roto realizamos la limpieza del frente en menos tiempo, esto nos permite que por efecto domino las demás tareas del ciclo de minado también se acorten en tiempo, agilizando de esta forma nuestro ciclo de minado.
3. Con la Estandarización Del Pre-Corte, calculando el Burden Y La Carga por Taladro de acuerdo al tipo de roca y con una adecuada supervisión del área de Geomecánica, Perforación y Voladura y Operaciones, se mejoró considerablemente nuestras operaciones.

RECOMENDACIONES.

1. Se recomienda que el estándar establecido para el BP-2724, se replique en todas las labores de desarrollo de la unidad minera Acumulación Parcoy 1, debido a sus buenos resultados obtenidos.
2. Se recomienda facilitar e implementar materiales y herramientas necesarias a maestros perforistas y operadores de jumbo ya que esto facilitara su labor en sus frentes asignados.
3. Recomendaría realizar una supervisión y capacitación constante de los jumberos y maestros perforistas, ya que en algunas ocasiones omiten los pasos del estándar establecido.
4. Recomendación para Consorcio Minero Horizonte como titular de la operación minera debería brindar condiciones de trabajo óptimas para el personal tales como: temperatura adecuada, control de humos, control de gases, y otros.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA.

Cámara Minera del Perú. (2019). CAMIPER. Obtenido de CAMIPER: www.camiper.com

Carrasco Rojas, P. V. (2015). Aplicación del método Holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la Unidad Parcoy- Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A. Ayacucho.

Consorcio Minero Horizonte S.A. (2017). Estudio geomecánico de mina Parcoy. La Libertad.

Dueñas Hanco, N. A. (2017). Control en realces de labores de preparación y desarrollo en tramos de fallas, aplicando evaluación geomecánica y voladura controlada en la Unidad Minera C.M.H. S.A. Cusco.

EXSA. (2009). Manual práctico de voladura. Lima.

Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2010). Metodología de la investigación (5 ed.). Ciudad de México.

J Konya, C. (2010). Manual de voladura Konya. España.


López Jimeno, C. (2003). manual de P&V Lopez Jimeno. Madrid.

Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). Mecánica de rocas: fundamentos e ingeniería de taludes. España.

ANEXOS

Anexo 1- Geomecánica

1.1. Tablas Geomecánicas

 TABLA GEOMECÁNICA Y ESTÁNDAR DE SOSTENIMIENTO UNIDAD PARCOY-CMH		ANEX-02-EO01		
TEMPORALES				
Código de Colores	Clasificación RMI	Valoración Índice Q	SOSTENIMIENTO	
Bianco (I)	RMI 81-100	I Muy Buena	40 1000 I-III Muy Buena a Excep. Buena	Sin Sostentamiento
Amarillo (II)	61-80	II Buena	10 40 IV Buena	Según Sección de Excavación
Verde (III)	51-60	III Regular A	4 10 V Regular	Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	41-50	III Regular B	1 4 VI Mala	Según Sección de Excavación
Amarillo (IV-A)	31-40	IV Mala A	0.1 1 VII Muy Mala	Según Sección de Excavación
Verde (IV-B)	21-30	IV Mala B	0.01 0.1 VIII Extremadamente Mala	Según Sección de Excavación
Marrón (V)	0-20	V Muy Mala	0.001 0.01 IX Excepcionalmente Mala	Según Sección de Excavación

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 1.5 A 3.0 m.	
Código de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Bianco (I)	Sin sostenimiento.
Amarillo (II)	Sin soporte o Pernos de fricción de 5' instalados ocasionalmente en cuñas; ó Puntales de seguridad ocasionales
Verde (III)	Pernos de fricción de 5' sistemáticos rango de 1.5 a 1.8m; ó Puntales de Seguridad
Amarillo (III-B)	Pernos de fricción / Adhesión de 5' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m; ó Puntales de seguridad
Amarillo (IV-A)	Pernos de fricción / Adhesión de 5' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2m ó Puntales con Jack Pot rango de 1.2 a 1.5m; de requerir se instala malla electrosoldada
Marrón (V)	Sh Est. 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión de 5' - 7' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m; ó Cuadros de madera; ó Cribbing en Ch.
	Sh Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión de 5' - 7' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2 m; ó Cuadros de madera; ó Cribbing en Ch.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.	
Código de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Bianco (I)	Sin sostenimiento.
Amarillo (II)	Sin soporte o Pernos de Fricción 7' instalados ocasionalmente
Verde (III)	Pernos de Fricción de 7' Sistemáticos rango de 1.5 a 1.8m
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 1" (F/15-20kg) + Pernos de fricción 7' en bóveda rango de 1.5 a 1.8m.
Amarillo (IV-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de fricción 7' sistemáticos rango 1.2 a 1.5m.
Marrón (V)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de compresión 7' - 8' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2m; de requerir + una capa de Shotcrete Estructural.
	Shotcrete Estructural 2" (F/25-30kg) + Pernos de compresión 7' - 10' sistemáticos rango de 0.8 a 1.0m; de requerir + una capa de Sh Estructural

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 5.0 A 10.0 m.	
Código de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Bianco (I)	Sin sostenimiento.
Amarillo (II)	Sh. Est. 1.5" (F/15-20kg) + Pernos compresión/fricción 7' en bóveda sist. rango de 1.5 a 1.8m; ó Malla + Pernos Compresión 7' sist. rango de 1.0 a 1.2m.
Verde (III)	Sh. Est. 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 7' sist. Rango de 1.2 a 1.5m; ó Malla + Pernos de Compresión 7' sist. Rango de 0.8 a 1.0m.
Amarillo (III-B)	Sh. Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión/Fricción 7' sistemáticos rango de 1.2x1.5m.
Amarillo (IV-A)	Sh. Est. 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 7'-8' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m + mas drenes con Pernos de Fricción.
Marrón (V)	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión 7'-10' sist. rango de 1.0 a 1.2m; de requerir + capa de Sh Est. y/o de requerir se instalará Wood Pack.
	Sh. Est. 2" (F/20-40kg) + Pernos de Compresión 7'-10' sist. rango de 0.8 a 1.0m; de requerir + capa de Sh Est. y/o de requerir se instalará Wood Pack.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 10.0 A 20.0 m.	
Código de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Bianco (I)	Sin sostenimiento.
Amarillo (II)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sistemáticos rangos entre 1.2 a 1.5m.
Verde (III)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sistemáticos rangos entre 1.0 a 1.2m.
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sistemáticos rangos entre 1.0 a 1.0m.
Amarillo (IV-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión 7' - 10' sist. rango entre 1.0 a 1.2m; de requerir + capa de Shotcrete Estructural 1"
Marrón (V)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-35kg) + Pernos de Compresión 7' - 10' sist rango entre 0.8 a 1.0m; de requerir capa de Sh Est. 1"; y/o de requerir Wood Pack.
	Shotcrete Estructural 2" (F/20-35kg) + Malla + Pernos de Compresión 7' - 10' sist entre 0.8 a 1.0m. + Sh Est. 1"; de requerir se instalará Wood Pack cada 5m.

NOTA: El Shotcrete estructural para lanzado principalmente de la bóveda hasta la gradiente (1.0m de pie de talud), según recomendación geomecánica. Casos excepcionales en roca muy alterada se lanzará a sección completa. De presentarse esfuerzos, con potencial de generar cuñidos o "Baulo estallidos de rocas", se empleará malla de eslabones sobre el refuerzo indicado en las opciones anteriores.

LEYENDA	
Pernos de Fricción	Split Set o variedades.
Pernos de Compresión	Hydrabolt, Swellex, X-Pandabolt, Phylon.
Pernos de Adhesión	Pernos Helicoidales, Pernos Autoperforantes, Varillas de fc.
Inyecciones de Consolidación	Con resinas a lechada de Cemento
Puntales de Seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete Estructural	Shotcrete con Fibra Metálica 60/35 entre 15,20,30,40kg/m ³ ó Fibra 45/35,30,40,50kg/m ³
Malla	Malla Electro-soldada cocada 4"x4" ó 2"x2"
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3"
Cuadros Metálicos	Estructuras de vigas 7"x4" de 6"x4"x13 Libras/pie para Chumbeas construidos con Almac, secciones variables.
Cintas Metálicas	Para puntales de madera de 7", 8" a 10" de diámetro, son Platos laterales a presión hidráulica.
Jack Pot	Puede ser con Varillas de fierro corrugado, pernos Autoperforantes, con cementante/resina, ó pernos de compresión.
Spilling Bar	Fibra metálica y su dosificación por m ³ , en este caso 20kg.
Fibra F/20kg	Mantas Metálicas inflables a presión hidráulica, para contener Wood Pack.
Jack Pat	
Wood Pack	Castillos de cribbing.

1.2. Recomendación geomecánica.

MINERO HORIZONTAL				SECCIÓN: GEOMECÁNICA		
CONTRATA				VERSIÓN: 04		
ANIL	1985	DOMINATA	SUPERVISOR GEOMECÁNICA: J & P			
LANCH	6/1/2015	ZONA	TIEMPO DE EJECUCIÓN DE SOSTENIMIENTO: 30 minutos			
PROFUNDIDAD	400	TIPO DE ROCA	A	H	L	OBSERVACION
10:00 k + 14m. TOPE	Regular - 0	330	360	320	RMP=90	Respetar la ubicación de mata
	Regular - 1	350	365	340	RMP=90	Mucha faja en la tope

TIPO DE ROCA	RMR	CLASIF. DE MASO	TIPO DE SOSTENIMIENTO			
(I)	81 - 100	Muy Buena	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
(II)	61 - 80	Buena	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
(III-A)	51 - 60	Regular A	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
(III-B)	41 - 50	Regular B	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
(IV-A)	31 - 40	Mala A	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
(IV-B)	21 - 30	Mala B	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
(V)	0 - 20	Muy Mala	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>

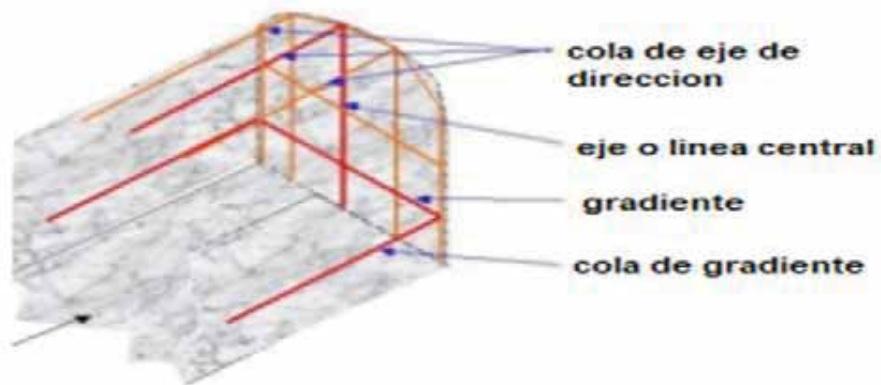
DIAGRAMA DE SOSTENIMIENTO

RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA

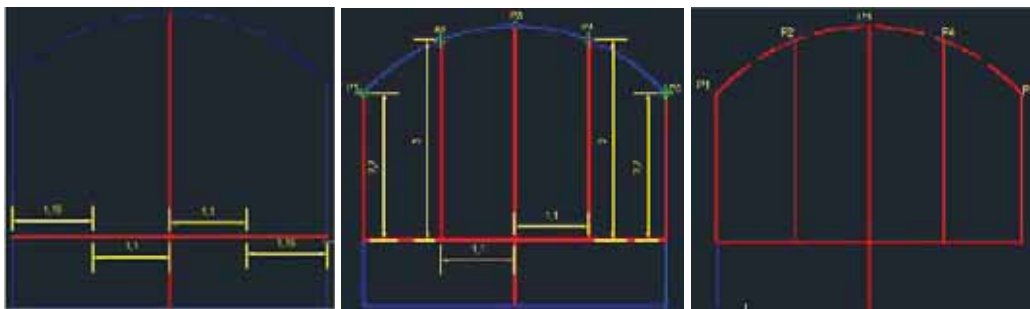
El fraguado del...
 cuadrado y...
 y el tiempo de...
 evaluar un cont...
 así mismo realiza...
 sostenimiento debe...
 condiciones previas al pr...

Anexo 2 - Pintado de malla de perforación.

2.1. Partes de la malla de perforación.



2.2. Parámetros y secuencia de pintado. (CMH)



2.3. Materiales para el pintado de malla

- Esmalte Sintético de color NARANJA
- Cordeles
- PlomadA
- Brocha
- Tubo PVC

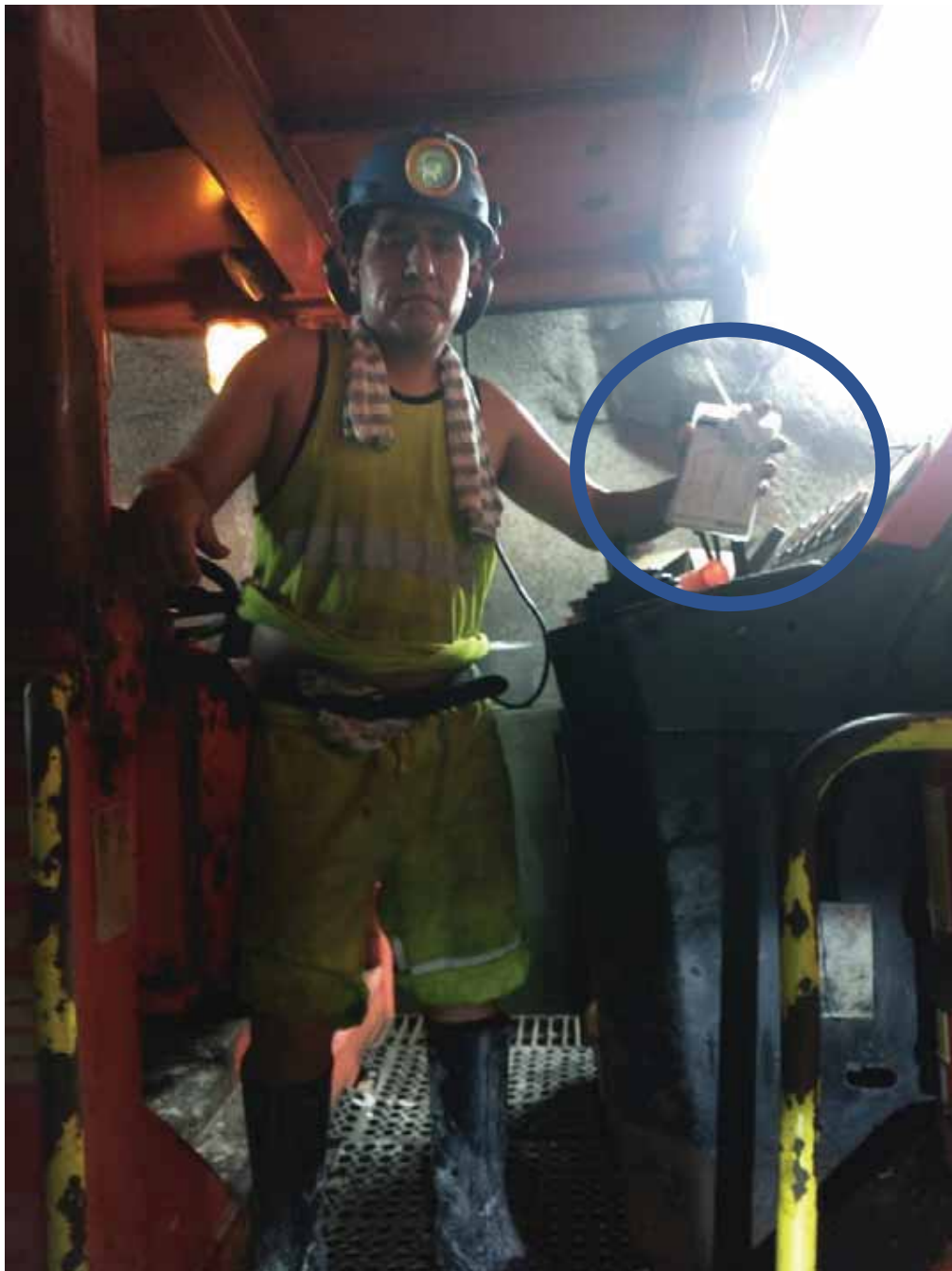


Anexo 3 - Perforación

3.1.uso de guidores en el frente.



3.2. Malla de perforación de nuevo estándar con operador de jumbo.



Anexo 4 - Carguío de frente

4.1. Elaboración de cañas.



4.2. Carguío de taladros.



Anexo 5 - Elaboración de material y Capacitación del personal

5.1. Elaboración de material.



5.2. Capacitación.



Anexo 7 - Base de datos

6.1. Datos almacenados Antes del estándar.

meses	Nro de dispa.	avance programado (m.)	avance real (m.)	eficiencia/disp. (%)	ancho programado (m.)	ancho real (m.)	altura programada (m.)	altura real (m.)	sobre-rotura permitida (13%)	sobre-rotura (%)	VOLUMEN PROGRAMA DO	VOLUMEN PROGR. ESPONJADO	volumen REAL (m3)	VOLUMEN ESPONJADO (M3)	TM	seccion a	RMR
julio	1	3.0	2.9	96.67	4.5	5.0	4.2	4.4	10%	16.40	49.33	69.06	57.42	80.39	133.19	con sobrerot	31-40
julio	2	3.0	3.0	100.00	4.5	4.9	4.2	4.5	10%	16.67	51.03	71.44	59.54	83.35	137.78	con sobrerot	31-40
julio	3	3.0	2.8	93.33	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	47.63	66.68	52.11	72.96	128.60	sin sobrerot	31-40
julio	4	3.0	2.9	97.00	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	8.72	49.50	69.30	53.82	75.34	133.65	sin sobrerot	41-50
julio	5	3.0	2.9	96.33	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	49.16	68.82	53.79	75.30	132.73	sin sobrerot	41-50
julio	6	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	51.03	71.44	55.84	78.17	137.78	sin sobrerot	41-50
julio	7	3.0	2.8	93.33	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	47.63	66.68	52.11	72.96	128.60	sin sobrerot	41-50
julio	8	3.0	2.7	90.00	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	11.75	45.93	64.30	51.32	71.85	124.00	con sobrerot	41-50
julio	9	3.0	3.0	100.00	4.5	4.8	4.2	4.6	10%	16.83	51.03	71.44	59.62	83.46	137.78	con sobrerot	31-40
julio	10	3.0	2.9	96.67	4.5	4.9	4.2	4.5	10%	16.67	49.33	69.06	57.55	80.57	133.19	con sobrerot	31-40
agosto	11	3.0	2.8	93.33	4.5	4.8	4.2	4.6	10%	16.83	47.63	66.68	55.64	77.90	128.60	con sobrerot	21-30
agosto	12	3.0	2.8	92.33	4.5	5.0	4.2	4.6	10%	21.69	47.12	65.96	57.34	80.27	127.22	con sobrerot	21-30
agosto	13	3.0	2.8	92.33	4.5	4.9	4.2	4.6	10%	19.26	47.12	65.96	56.19	78.67	127.22	con sobrerot	21-30
agosto	14	3.0	2.8	93.33	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	47.63	66.68	52.11	72.96	128.60	sin sobrerot	31-40
agosto	15	3.0	2.9	96.67	4.5	4.6	4.2	4.5	10%	9.52	49.33	69.06	54.03	75.64	133.19	sin sobrerot	41-50
agosto	16	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	49.33	69.06	53.97	75.56	133.19	sin sobrerot	31-40
agosto	17	3.0	3.0	100.00	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	11.75	51.03	71.44	57.02	79.83	137.78	con sobrerot	31-40
agosto	18	3.0	2.6	86.67	4.5	5	4.2	4.6	10%	21.69	44.23	61.92	53.82	75.35	119.41	con sobrerot	21-30
agosto	19	3.0	2.9	96.67	4.5	5.0	4.2	4.4	10%	16.40	49.33	69.06	57.42	80.39	133.19	con sobrerot	21-30
agosto	20	3.0	2.8	93.67	4.5	4.8	4.2	4.6	10%	16.83	47.80	66.92	55.84	78.18	129.05	con sobrerot	31-40
setiembre	21	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	11.90	51.03	71.44	57.11	79.95	137.78	con sobrerot	31-40
setiembre	22	3.0	2.9	96.67	4.5	4.9	4.2	4.3	10%	11.48	49.33	69.06	54.99	76.99	133.19	con sobrerot	31-40
setiembre	23	3.0	2.9	96.67	4.5	4.9	4.2	4.4	10%	14.07	49.33	69.06	56.27	78.78	133.19	con sobrerot	31-40
setiembre	24	3.0	2.8	93.67	4.5	5.0	4.2	4.5	10%	19.05	47.80	66.92	56.90	79.66	129.05	con sobrerot	21-30
setiembre	25	3.0	2.9	97.33	4.5	4.9	4.2	4.5	10%	16.67	49.67	69.54	57.95	81.13	134.11	con sobrerot	21-30
setiembre	26	3.0	2.8	94.67	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	11.75	48.31	67.63	53.98	75.58	130.43	con sobrerot	31-40
setiembre	27	3.0	2.8	93.33	4.5	4.6	4.2	4.6	10%	12.20	47.63	66.68	53.44	74.81	128.60	con sobrerot	31-40
setiembre	28	3.0	2.8	92.33	4.5	4.8	4.2	4.6	10%	16.83	47.12	65.96	55.05	77.06	127.22	con sobrerot	31-40
setiembre	29	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	11.90	51.03	71.44	57.11	79.95	137.78	con sobrerot	31-40
setiembre	30	3.0	2.9	96.67	4.5	4.9	4.2	4.4	10%	14.07	49.33	69.06	56.27	78.78	133.19	con sobrerot	31-40
setiembre	31	3.0	2.9	97.00	4.5	5.0	4.2	4.5	10%	19.05	49.50	69.30	58.93	82.50	133.65	con sobrerot	21-30
setiembre	32	3.0	2.8	93.33	4.5	4.8	4.2	4.6	10%	16.83	47.63	66.68	55.64	77.90	128.60	con sobrerot	21-30
octubre	33	3.0	2.9	96.67	4.5	4.9	4.2	4.6	10%	19.26	49.33	69.06	58.83	82.36	133.19	con sobrerot	21-30
octubre	34	3.0	2.9	95.00	4.5	4.9	4.2	4.3	10%	11.48	48.48	67.87	54.04	75.66	130.89	con sobrerot	21-30
octubre	35	3.0	3.0	98.33	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	11.75	50.18	70.25	56.07	78.50	135.48	con sobrerot	31-40
octubre	36	3.0	2.8	93.67	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	10.71	47.80	66.92	52.92	74.09	129.05	con sobrerot	31-40
octubre	37	3.0	3.0	100.00	4.5	4.8	4.2	4.5	10%	14.29	51.03	71.44	58.32	81.65	137.78	con sobrerot	31-40
octubre	38	3.0	2.7	90.00	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	11.75	45.93	64.30	51.32	71.85	124.00	con sobrerot	31-40
octubre	39	3.0	2.7	90.00	4.5	5.0	4.2	4.6	10%	21.69	45.93	64.30	55.89	78.25	124.00	con sobrerot	21-30
octubre	40	3.0	2.9	96.67	4.5	5.1	4.2	4.4	10%	18.73	49.33	69.06	58.57	82.00	133.19	con sobrerot	21-30
octubre	41	3.0	2.9	97.33	4.5	4.9	4.2	4.9	10%	27.04	49.67	69.54	63.10	88.34	134.11	con sobrerot	21-30
octubre	42	3.0	2.8	93.33	4.5	4.8	4.2	4.8	10%	21.90	47.63	66.68	58.06	81.29	128.60	con sobrerot	31-40
noviembre	43	3.0	2.8	92.33	4.5	5.0	4.2	4.6	10%	21.69	47.12	65.96	57.34	80.27	127.22	con sobrerot	21-30
noviembre	44	3.0	2.8	92.33	4.5	4.9	4.2	4.5	10%	16.67	47.12	65.96	54.97	76.96	127.22	con sobrerot	21-30
noviembre	45	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	49.33	69.06	53.97	75.56	133.19	sin sobrerot	31-40
noviembre	46	3.0	2.8	93.33	4.5	4.6	4.2	4.4	10%	7.56	47.63	66.68	51.23	71.72	128.60	sin sobrerot	41-50
noviembre	47	3.0	2.7	90.33	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	8.17	46.10	64.54	49.87	69.81	124.46	sin sobrerot	41-50
noviembre	48	3.0	2.8	92.33	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	47.12	65.96	51.56	72.18	127.22	sin sobrerot	31-40
noviembre	49	3.0	2.9	96.67	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	9.21	49.33	69.06	53.87	75.42	133.19	sin sobrerot	31-40
noviembre	50	3.0	2.9	96.67	4.5	4.9	4.2	4.5	10%	16.67	49.33	69.06	57.55	80.57	133.19	con sobrerot	31-40

6.2. Datos almacenados Después del estándar

meses	Nro de dispa.	avance programado (m)	avance real (m)	eficiencia/d isp. (%)	ancho programado (m)	ancho real (m)	altura programada (m)	altura real (m)	sobre-rotura permitida (13%)	sobre rotura (%)	volumen programado (m3)	volumen programado + esponjamiento	volumen real (m3)	volumen real esponjamiento (m3)	TM	seccion	RMR
enero	51	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	49.33	69.06	53.97	75.56	133.19	sin robrerot	31-40
enero	52	3.0	2.8	93.33	4.5	4.6	4.2	4.3	10%	4.66	47.63	66.68	49.85	69.78	128.60	sin robrerot	31-40
enero	53	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.45	10%	10.66	51.03	71.44	56.47	79.06	137.78	con sobrerot	21-30
enero	54	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	49.33	69.06	53.97	75.56	133.19	sin robrerot	21-30
enero	55	3.0	2.8	93.67	4.5	4.7	4.2	4.3	10%	6.68	47.80	66.92	50.99	71.39	129.05	sin robrerot	31-40
enero	56	3.0	3.0	100.00	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	9.46	51.03	71.44	55.86	78.20	137.78	sin robrerot	31-40
enero	57	3.0	2.9	96.67	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	9.21	49.33	69.06	53.87	75.42	133.19	sin robrerot	31-40
enero	58	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	10.71	49.33	69.06	54.61	76.46	133.19	con sobrerot	31-40
enero	59	3.0	2.8	93.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	8.95	47.80	66.92	52.08	72.91	129.05	sin robrerot	21-30
enero	60	3.0	2.9	97.33	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	11.90	49.67	69.54	55.58	77.82	134.11	con sobrerot	21-30
enero	61	3.0	3.0	100.00	4.5	4.6	4.2	4.5	10%	9.52	51.03	71.44	55.89	78.25	137.78	sin robrerot	31-30
febrero	62	3.0	2.9	96.67	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	7.94	49.33	69.06	53.24	74.54	133.19	sin robrerot	31-30
febrero	63	3.0	2.9	96.67	4.5	4.6	4.2	4.4	10%	7.09	49.33	69.06	52.83	73.96	133.19	sin robrerot	31-40
febrero	64	3.0	3.0	100.00	4.5	4.6	4.2	4.5	10%	9.52	51.03	71.44	55.89	78.25	137.78	sin robrerot	31-40
febrero	65	3.0	2.9	96.67	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	11.75	49.33	69.06	55.12	77.17	133.19	con sobrerot	31-40
febrero	66	3.0	2.9	97.00	4.5	4.6	4.2	4.5	10%	9.52	49.50	69.30	54.21	75.90	133.65	sin robrerot	21-30
febrero	67	3.0	3.0	100.00	4.5	4.6	4.2	4.4	10%	7.09	51.03	71.44	54.65	76.51	137.78	sin robrerot	21-30
febrero	68	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	11.90	51.03	71.44	57.11	79.95	137.78	con sobrerot	21-30
marzo	69	3.0	2.9	95.00	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	48.48	67.87	53.04	74.26	130.89	sin robrerot	21-30
marzo	70	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	49.33	69.06	53.97	75.56	133.19	sin robrerot	31-40
marzo	71	3.0	2.8	93.33	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	9.21	47.63	66.68	52.01	72.82	128.60	sin robrerot	31-40
marzo	72	3.0	3.0	100.33	4.5	4.6	4.2	4.3	10%	4.66	51.20	71.68	53.58	75.02	138.24	sin robrerot	31-40
marzo	73	3.0	2.8	92.00	4.5	4.8	4.2	4.2	10%	7.17	46.95	65.73	50.32	70.44	126.76	sin robrerot	21-30
marzo	74	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.3	10%	7.93	51.03	71.44	55.07	77.10	137.78	sin robrerot	21-30
marzo	75	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	11.90	49.33	69.06	55.20	77.28	133.19	con sobrerot	21-30
marzo	76	3.0	2.9	87.88	4.5	4.7	4.2	4.6	10%	13.15	49.33	69.06	55.81	78.14	133.19	con sobrerot	31-40
marzo	77	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	51.03	71.44	55.84	75.29	245.40	sin robrerot	31-40
abril	78	3.0	3.0	100.00	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	9.21	51.03	71.44	55.73	77.02	239.42	sin robrerot	31-40
abril	79	3.0	2.9	97.00	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	8.19	49.50	69.30	53.55	150.73	211.02	sin robrerot	41-50
abril	80	3.0	2.9	96.33	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	49.16	68.82	53.79	175.29	245.40	sin robrerot	41-50
abril	81	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.5	10%	11.90	51.03	71.44	57.11	226.61	317.25	con sobrerot	41-50
abril	82	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	8.25	49.33	69.06	53.40	151.99	212.78	sin robrerot	41-50
abril	83	3.0	2.8	92.00	4.5	4.8	4.2	4.2	10%	6.67	46.95	65.73	50.08	120.96	169.34	sin robrerot	41-50
abril	84	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	8.42	49.33	69.06	53.48	155.35	217.49	sin robrerot	41-50
abril	85	3.0	2.9	96.67	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	9.97	49.33	69.06	54.25	186.46	261.05	sin robrerot	41-50
abril	86	3.0	2.9	96.67	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	10.58	49.33	69.06	54.55	199.05	278.67	con sobrerot	31-40
abril	87	3.0	3.0	100.00	4.5	4.8	4.2	4.4	10%	11.75	51.03	71.44	57.02	79.83	137.78	con sobrerot	31-40
abril	88	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	8.95	49.33	69.06	53.75	75.24	133.19	sin robrerot	31-40
abril	89	3.0	2.8	93.33	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	7.94	47.63	66.68	51.41	71.97	128.60	sin robrerot	31-40
mayo	90	3.0	2.9	96.00	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.17	48.99	68.58	53.48	74.87	132.27	sin robrerot	31-40
mayo	91	3.0	2.9	97.67	4.5	4.9	4.2	4.2	10%	9.93	49.84	69.78	54.79	76.70	134.57	sin robrerot	21-30
mayo	92	3.0	3.0	100.00	4.5	4.8	4.2	4.2	10%	7.68	51.03	71.44	54.95	76.93	137.78	sin robrerot	21-30
mayo	93	3.0	3.0	100.00	4.5	4.6	4.2	4.5	10%	10.49	51.03	71.44	56.38	78.94	137.78	con sobrerot	21-30
mayo	94	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	8.42	51.03	71.44	55.33	77.46	137.78	sin robrerot	31-40
mayo	95	3.0	2.9	96.67	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.17	49.33	69.06	53.85	75.39	133.19	sin robrerot	31-40
mayo	96	3.0	2.8	93.33	4.5	4.8	4.2	4.2	10%	6.92	47.63	66.68	50.92	71.29	128.60	sin robrerot	31-40
mayo	97	3.0	2.7	90.00	4.5	4.7	4.2	4.4	10%	9.42	45.93	64.30	50.25	70.35	124.00	sin robrerot	31-40
mayo	98	3.0	2.8	93.33	4.5	4.6	4.2	4.6	10%	11.71	47.63	66.68	53.21	74.49	128.60	con sobrerot	41-50
mayo	99	3.0	2.7	90.00	4.5	4.6	4.2	4.4	10%	7.09	45.93	64.30	49.18	68.86	124.00	sin robrerot	41-50
mayo	100	3.0	2.9	98.00	4.5	4.8	4.2	4.3	10%	9.97	50.01	70.01	54.99	76.99	135.03	sin robrerot	31-40
mayo	101	3.0	3.0	100.00	4.5	4.7	4.2	4.3	10%	7.18	51.03	71.44	54.69	76.57	137.78	sin robrerot	31-40

6.3. Cálculo de tiempos extras antes del estándar.

TM PROGRAMADAS	TM GENERADAS	VOLUMEN EXCEDENTE (m3)	TIEMPO PROGRAMADO	TIEMPO REALIZADO	TIEMPO EXTRA	TIEMPO DEL CICLO (HRS)
133.19	172.26	11.33	63	73	10.32	1.22
137.78	178.61	11.91	65	76	10.85	1.27
128.60	156.34	6.28	61	66	5.72	1.11
133.65	161.45	6.04	63	69	5.51	1.14
132.73	161.37	6.48	63	69	5.91	1.14
137.78	167.51	6.73	65	71	6.13	1.19
128.60	156.34	6.28	61	66	5.72	1.11
124.00	153.96	7.55	59	65	6.88	1.09
137.78	178.85	12.02	65	76	10.95	1.27
133.19	172.65	11.51	63	73	10.49	1.22
128.60	166.92	11.22	61	71	10.22	1.18
127.22	172.02	14.31	60	73	13.04	1.22
127.22	168.58	12.70	60	72	11.58	1.19
128.60	156.34	6.28	61	66	5.72	1.11
133.19	162.08	6.58	63	69	5.99	1.15
133.19	161.92	6.50	63	69	5.93	1.15
137.78	171.07	8.39	65	73	7.65	1.21
119.41	161.46	13.43	56	69	12.24	1.14
133.19	172.26	11.33	63	73	10.32	1.22
129.05	167.52	11.26	61	71	10.26	1.19
137.78	171.32	8.51	65	73	7.75	1.21
133.19	164.98	7.93	63	70	7.22	1.17
133.19	168.81	9.72	63	72	8.86	1.20
129.05	170.71	12.75	61	73	11.61	1.21
134.11	173.84	11.59	63	74	10.56	1.23
130.43	161.95	7.94	62	69	7.24	1.15
128.60	160.32	8.14	61	68	7.41	1.14
127.22	165.14	11.10	60	70	10.11	1.17
137.78	171.32	8.51	65	73	7.75	1.21
133.19	168.81	9.72	63	72	8.86	1.20
133.65	176.78	13.20	63	75	12.03	1.25
128.60	166.92	11.22	61	71	10.22	1.18
133.19	176.49	13.30	63	75	12.12	1.25
130.89	162.13	7.79	62	69	7.10	1.15
135.48	168.22	8.25	64	72	7.52	1.19
129.05	158.76	7.17	61	68	6.53	1.13
137.78	174.96	10.21	65	74	9.30	1.24
124.00	153.96	7.55	59	65	6.88	1.09
124.00	167.67	13.95	59	71	12.71	1.19
133.19	175.71	12.94	63	75	11.79	1.25
134.11	189.29	18.80	63	80	17.13	1.34
128.60	174.18	14.61	61	74	13.31	1.23
127.22	172.02	14.31	60	73	13.04	1.22
127.22	164.91	10.99	60	70	10.02	1.17
133.19	161.92	6.50	63	69	5.93	1.15
128.60	153.68	5.04	61	65	4.59	1.09
124.46	149.60	5.28	59	64	4.81	1.06
127.22	154.67	6.21	60	66	5.66	1.10
133.19	161.61	6.36	63	69	5.79	1.15
133.19	172.65	11.51	63	73	10.49	1.22

6.4. Cálculos de tiempos extras después del estándar.

TM PROGRAMADAS	TM GENERADAS	VOLUMEN	TIEMPO PROGRAMADO	TIEMPO REAL	TIEMPO EXTRA (min)	TIEMPO EXTRA (MIN)
150.50	145.73	6.50	62.9	68.8	5.9	1.15
145.31	134.58	3.10	60.8	63.6	2.8	1.06
155.69	152.47	7.62	65.1	72.0	6.9	1.20
150.50	145.73	6.50	62.9	68.8	5.9	1.15
145.83	137.68	4.47	61.0	65.0	4.1	1.08
155.69	150.82	6.76	65.1	71.2	6.2	1.19
150.50	145.45	6.36	62.9	68.7	5.8	1.15
150.50	147.46	7.40	62.9	69.7	6.7	1.16
145.83	140.61	5.99	61.0	66.4	5.5	1.11
151.54	150.07	8.28	63.4	70.9	7.5	1.18
155.69	150.90	6.80	65.1	71.3	6.2	1.19
150.50	143.76	5.48	62.9	67.9	5.0	1.13
150.50	142.63	4.90	62.9	67.4	4.5	1.12
155.69	150.90	6.80	65.1	71.3	6.2	1.19
150.50	148.83	8.11	62.9	70.3	7.4	1.17
151.02	146.38	6.60	63.1	69.2	6.0	1.15
155.69	147.55	5.07	65.1	69.7	4.6	1.16
155.69	154.18	8.51	65.1	72.8	7.7	1.21
147.91	143.22	6.39	61.8	67.7	5.8	1.13
150.50	145.73	6.50	62.9	68.8	5.9	1.15
145.31	140.43	6.14	60.8	66.3	5.6	1.11
156.21	144.68	3.34	65.3	68.3	3.0	1.14
143.24	135.85	4.72	59.9	64.2	4.3	1.07
155.69	148.70	5.66	65.1	70.3	5.2	1.17
150.50	149.04	8.22	62.9	70.4	7.5	1.17
150.50	150.70	9.08	62.9	71.2	8.3	1.19
169.68	150.76	103.85	65.1	159.7	94.6	2.66
168.91	150.47	99.58	65.1	155.8	90.7	2.60
161.08	144.59	81.43	63.1	137.3	74.2	2.29
164.63	145.23	106.47	62.7	159.7	97.0	2.66
179.02	154.18	155.17	65.1	206.5	141.4	3.44
160.85	144.18	82.93	62.9	138.5	75.6	2.31
148.77	135.21	55.23	59.9	110.2	50.3	1.84
161.46	144.41	86.29	62.9	141.5	78.6	2.36
167.12	146.46	117.40	62.9	169.9	107.0	2.83
169.41	147.28	129.99	62.9	181.4	118.4	3.02
155.69	153.96	8.39	65.1	72.7	7.6	1.21
150.50	145.11	6.18	62.9	68.6	5.6	1.14
145.31	138.80	5.29	60.8	65.6	4.8	1.09
149.46	144.40	6.29	62.5	68.2	5.7	1.14
152.06	147.92	6.93	63.6	69.9	6.3	1.16
155.69	148.37	5.49	65.1	70.1	5.0	1.17
155.69	152.23	7.49	65.1	71.9	6.8	1.20
155.69	149.39	6.02	65.1	70.6	5.5	1.18
150.50	145.40	6.33	62.9	68.7	5.8	1.14
145.31	137.50	4.61	60.8	65.0	4.2	1.08
140.12	135.68	6.06	58.6	64.1	5.5	1.07
145.31	143.66	7.81	60.8	67.9	7.1	1.13
140.12	132.79	4.56	58.6	62.7	4.2	1.05
152.58	148.49	6.98	63.8	70.1	6.4	1.17
155.69	147.67	5.13	65.1	69.8	4.7	1.16

Anexo 7 – Integración con el personal

