

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC**

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG, PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760. CONTRATA MINERA ARCA.S.A.C – UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA – CIA. MINERA PODEROSA S. A, 2017”

TESIS

**PARA OPTAR EL TÍTULO DE:
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR EL BACHILLER:
EVER TTICA CCOÑISLLA**

**ABANCAY – PERÚ
2018**



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG, PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760. CONTRATA MINERA ARCA.S.A.C – UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA – CIA. MINERA PODEROSA.S. A, 2017”

PRESENTADA POR: Bach. EVER TTICA CCONISLLA, para optar el título de Ingeniero de Minas.

Sustentado y aprobado el 30 de julio del 2018, ante los jurados:

PRESIDENTE

.....
Ing. Rodolfo Andrés Mattos Ojeda

PRIMER MIEMBRO

.....
Ing. Edgar Crispín Huacac Farfán

SEGUNDO MIEMBRO

.....
Ing. Hilario Carrasco Kolque

ASESOR DE TESIS

.....
Mtro. Franklin Aguirre Huillcas

DEDICATORIA

A DIOS

Por tener a mi familia unida, haberme ayudado a llegar hasta este punto dentro de lo planeado, darme fe, la fortaleza, la salud y la sabiduría que fueron totalmente indispensables para lograr mi objetivo, además por su infinita bondad y amor.

A MIS PADRES

Santos y Hilaria, son el mejor ejemplo; gracias por la vida y por todo lo que me han dado, por su apoyo incondicional que en todo momento me impartió para lograr mis objetivos simplemente los amo, para ustedes es cada triunfo, este es uno más importante hasta hoy porque estoy convencido que llegaran más, ahora les puedo decir misión cumplida.

A MIS HERMANAS

Giovanna, Elizabeth, Delia y Pilar quienes me apoyaron incondicionalmente para poder llegar a ser un profesional de bien y seguir creciendo para ser un profesional de éxito.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac quien me albergó todos estos años e hizo posible nuestra formación académica.

A la plana docente de la escuela profesional de ingeniería de minas, por siempre apoyarme incondicionalmente con conocimientos y experiencias.

A los ingenieros y trabajadores de la contrata minera Arca.S.A.C. Por haber compartido la información y su valioso tiempo.

Al Ing. Franklin Aguirre Huillcas asesor de mi tesis quien exigentemente me ha apoyado en el logro del objetivo para la culminación del presente trabajo brindándome su conocimiento y experiencia.

ÍNDICE

Pág.

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
PAGINA DE LICENCIA CREATIVE COMMONS	
RESUMEN	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN	3
NOMENCLATURA	4
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	5
1.1. REALIDAD PROBLEMÁTICA	5
1.1.1. PROBLEMA GENERAL	6
1.1.2. PROBLEMA ESPECÍFICO.....	6
1.2. OBJETIVOS	7
1.2.1. OBJETIVO GENERAL	7
1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	7
1.3. JUSTIFICACIÓN	7
1.4. LIMITACIONES	7
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	8
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	8
2.2. GENERALIDADES DE CÍA MINERA PODEROSA.....	9
2.2.1. EXPLORACIÓN.....	9
2.2.1.1. EXPLORACIONES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN MARAÑÓN	9
2.2.1.2. EXPLORACIONES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA.....	10
2.2.1.3. EXPLORACIONES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN PALCA	10
2.2.2. DESARROLLO	10
2.2.2.1. UNIDAD DE PRODUCCIÓN MARAÑÓN	10
2.2.2.2. UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA	10

pág. iii



2.2.3. PLANTA DE BENEFICIO	11
2.2.4. GESTIÓN AMBIENTAL	11
2.2.4.1. NUESTRO COMPROMISO CON EL MEDIO AMBIENTE.....	11
2.2.4.2. GESTIÓN DEL AGUA	11
2.3. PLAN DE CIERRE DE MINAS.....	11
2.4. GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO	12
2.4.1. UBICACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN.....	12
2.4.2. ACCESIBILIDAD	13
2.4.3. HIDROGRAFÍA	13
2.4.4. CLIMA.....	13
2.4.5. RECURSOS NATURALES	14
2.4.6. GEOMORFOLOGÍA.....	14
2.4.7. GEOLOGÍA REGIONAL.....	14
2.4.8. GEOLOGÍA LOCAL.....	15
2.4.9. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	16
2.4.10. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO	18
2.4.11. GEOLOGÍA ECONÓMICA	18
2.4.12. PLAN DE PRODUCCIÓN	19
2.4.12.1. PLAN DE AVANCES EN EXPLORACIÓN Y PREPARACIÓN	19
2.4.13. TIPO DE LABORES MINERAS.....	19
2.5. BASES TEÓRICAS.....	21
2.5.1. YACIMIENTO GEOLÓGICO	21
2.5.2. MACIZO ROCOSO	21
2.5.3. MECÁNICA DE ROCAS.....	21
2.5.4. CONSIDERACIONES GEOMECÁNICAS PARA DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	22
2.5.4.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI.....	22
2.5.4.1.1. RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA	23
2.5.4.1.2. ÍNDICE DE LA CALIDAD DE LA ROCA – RQD.....	23
2.5.4.1.3. ESPACIAMIENTO DE JUNTAS	24
2.5.4.1.4. CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES	25
2.5.4.1.5. CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN	27
2.5.4.2. ÍNDICE DE FUERZA GEOLÓGICO (GSI)	28

2.5.4.3. PROPUESTA DE ASHBY (1977)	30
2.5.4.3.1. ADAPTACIÓN DE LOS ÍNDICES GSI, RMR Y RQD EN LA ECUACIÓN DE ASHBY	31
2.5.4.3.2. LA ECUACIÓN DE ASHBY	31
2.5.4.4. CONSTANTE DE ROCA SUECA” PROPUESTA POR LANGEFORS	32
2.5.5. PERFORACIÓN DE ROCAS	32
2.5.5.1. TIPOS DE PERFORACIÓN.....	33
2.5.5.1.1. PERFORACIÓN POR PERCUSIÓN	33
2.5.5.1.2. PERFORACIÓN POR ROTACIÓN.....	33
2.5.5.1.3. PERFORACIÓN POR ROTOPERCUSIÓN	33
2.5.5.2. PERFORADORAS JACK LEG (RNP-MÉXICO)	35
2.5.5.2.1. PARTES PRINCIPALES DE UNA MÁQUINA PERFORADORA JACKLEG RNP....	36
2.5.5.2.2. ACCESORIOS DE PERFORACIÓN	36
2.5.5.3. PERFORACIÓN EN MALLA MARCADA CON PERFORADORAS JACK LEG RNP- 250X	36
2.5.5.3.1. EL CICLO DE TRABAJO UTILIZANDO PERFORADORAS JACK LEG	38
2.5.6. TRAZOS DE ARRANQUE.....	39
2.5.6.1. TIPOS DE ARRANQUE	42
2.5.7. DISTRIBUCIÓN Y DENOMINACIÓN DE TALADROS.....	45
2.5.8. CONDICIONES DE PERFORACIÓN.....	46
2.5.9. ERRORES Y DEFECTOS EN LA PERFORACIÓN	48
2.5.10. OPTIMIZACIÓN	50
2.5.10.1. OPTIMIZACIÓN DE AVANCE LINEAL.....	50
2.5.11. CALCULO DE PARAMETROS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN	51
2.5.11.1. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN CON ARRANQUE CORTE QUEMADO Y CÁLCULO DE VOLADURA SEGÚN EL ALGORITMO DE HOLMBERG.....	51
2.5.11.2. CÁLCULO DE ARRANQUE DE CUATRO SECCIONES	52
2.5.11.2.1. CALCULO DEL BURDEN EN LA PRIMERA SECCIÓN	52
2.5.11.2.2. CALCULO DEL BURDEN EN LA SEGUNDA SECCIÓN	55
2.5.11.2.3. CALCULO DEL BURDEN EN LA TERCERA SECCIÓN	57
2.5.11.2.4. CALCULO DEL BURDEN EN LA CUARTA SECCIÓN.....	57
2.5.11.2.5. CÁLCULO DE ARRASTRES.....	58

2.5.11.2.6. CÁLCULO DE NÚCLEO	59
2.5.11.2.7. CÁLCULO DE CONTORNOS Y TECHO DE LA LABOR	60
2.5.12. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.....	61
2.5.12.1.1. SENSIBILIDAD	61
2.5.12.1.2. RESISTENCIA AL AGUA	61
2.5.12.1.3. HUMOS	61
2.5.12.1.4. FLAMABILIDAD	62
2.5.12.1.5. RESISTENCIA A LA TEMPERATURA.....	62
2.5.12.1.6. SENSIBILIDAD	62
2.5.12.1.7. VELOCIDAD DE DETONACIÓN.....	62
2.5.12.1.8. PRESIÓN DE DETONACIÓN.....	63
2.5.12.1.9. DENSIDAD	63
2.5.12.1.10. POTENCIA	64
2.5.12.2. CRITERIO DE SELECCIÓN DE EXPLOSIVO.....	64
2.5.12.2.1. PRECIO DEL EXPLOSIVO.....	64
2.5.12.2.2. DIÁMETRO DE CARGA	64
2.5.12.2.3. CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA.....	64
2.5.12.2.4. VOLUMEN DE ROCA A VOLAR.....	65
2.5.12.2.5. CONDICIONES ATMOSFÉRICAS	65
2.5.12.2.6. PRESENCIA DE AGUA	65
2.5.12.2.7. HUMOS	66
2.5.12.2.8. CONDICIONES DE SEGURIDAD	66
2.5.13. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA.....	66
2.5.14. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN.....	70
2.5.14.1. PROCESO DE FRACTURAMIENTO.....	70
2.5.14.2. EL MODELO KUZ-RAM	72
2.6. MARCO CONCEPTUAL.....	73
CAPÍTULO III DISEÑO METODOLÓGICO	76
3.1. VARIABLES Y DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES: VARIABLE INDEPENDIENTE, DEPENDIENTES	76
3.1.1. OPERACIÓN DE VARIABLE	76
3.1.1.1. VARIABLE INDEPENDIENTE.....	76
3.1.1.2. VARIABLE DEPENDIENTE	76

3.2. HIPÓTESIS	77
3.2.1. HIPÓTESIS GENERAL	77
3.2.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS	77
3.3. TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	77
3.3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	77
3.3.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	77
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	78
3.4.1. POBLACIÓN	78
3.4.1.1. CARACTERÍSTICAS	78
3.4.2. MUESTRA.....	78
3.4.2.1. TÉCNICAS DE MUESTREO: NO PROBABILÍSTICO	78
3.5. PROCEDIMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	79
3.5.1. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL.....	80
3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	81
3.6.1. TECNICAS DE RECOLECCION DE DATOS	81
3.6.2. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	81
3.6.3. MATERIALES CONSUMIBLES	81
3.6.4. EQUIPOS Y ACCESORIOS	82
3.6.5. HERRAMIENTAS E INSTRUMENTOS	82
CAPÍTULO IV DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SEGÚN LOS ALGORITMOS DE HOLMBERG EN LA CORTADA SUR OESTE	83
4.1. ANTEDENTES EN COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CORTADA SW.....	83
4.2. RECOPIACIÓN DE DATOS E INFORMACIÓN DEL FRENTE.....	91
4.3. DISEÑO DE PARAMETROS DE PERFORACIÓN SEGÚN LOS ALGORITMOS DE ROGER HOLMBERG	93
4.3.1. DESCRIPCIÓN DE LA CORTADA SUR OESTE.....	93
4.3.2. ESPECIFICACIONES TÉCNICAS PARA EL CÁLCULO MEDIANTE EL ALGORITMO PROPUESTA POR HOLMBERG.....	94
4.3.3. DISEÑO DEL ARRANQUE	99

4.3.4. MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA DE LA CORTADA SW	123
4.3.5. RESUMEN DE LOS PARAMETROS DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	124
4.3.6. DISTRIBUCIÓN DE CARGA PROPUESTA.....	125
4.3.7. DISEÑO DE MALLA DE VOLADURA PROPUESTA	126
4.3.8. COSTOS DE PERFORACIÓN CON LA NUEVA MALLA PROPUESTA EN LA CORTADA SW	126
4.3.9. COSTOS DE VOLADURA CON LA NUEVA MALLA PROPUESTA EN LA CORTADA SW	128
CAPÍTULO V ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	129
5.1. EVALUACIÓN DE RESULTADOS	129
5.2. COMPARACIÓN DE INDICADORES DE PERFORACIÓN CON DISEÑO ANTERIOR Y PROPUESTO	130
5.3. COMPARACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN ANTERIOR Y PROPUESTO.....	134
5.4. COMPARACIÓN DE COSTOS DE VOLADURA ANTRIOR Y PROPUESTO.....	135
CONCLUSIONES	137
RECOMENDACIONES	138
ANEXOS	142

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Acceso vía terrestre desde lima a CMPSA. UP Santa María.	13
Tabla 2. Acceso vía terrestre desde lima a CMPSA. UP Santa María	13
Tabla 3. Reservas probadas de U.P Santa María.....	18
Tabla 4. Tabla de la adecuación de la calidad en cortadas	20
Tabla 5. Cohesión y el Angulo de fricción interna del macizo rocoso.....	22
Tabla 6. Resistencia de la roca y su valoración.	23
Tabla 7. Espaciamiento de discontinuidades y su valoración.....	24
Tabla 8. Apertura de discontinuidades y su valoración.....	25
Tabla 9. Persistencia de discontinuidades y su valoración.	25
Tabla 10. Rugosidad y su valoración.....	26
Tabla 11. Relleno de discontinuidades y su valoración.....	26
Tabla 12. Alteración de discontinuidades y su valoración	26
Tabla 13. Valoración de presencia de agua.	27
Tabla 14. Determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra.....	27
Tabla 15. Valoración de la orientación de las discontinuidades.....	28
Tabla 16. Calidad del macizo rocoso con relación al índice RMR.	28
Tabla 17. Especificaciones técnicas de las perforadoras Jackleg utilizadas en Mina Santa	35
Tabla 18. Factores de fijación y relación en el núcleo.	59
Tabla 19. Especificaciones técnicas.	67
Tabla 20. Tiempos de retardo para frentes lineales.....	68
Tabla 21. Variables e indicadores.....	76
Tabla 22. Características geomecánicas del macizo rocoso.....	78
Tabla 23. Disparos deficientes en la Cortada SW.	86
Tabla 24. Salida de vale de explosivos utilizado para Roca Tipo II, Sección 2.50m por 2.50m y Barra de 1.80m	86
Tabla 25. Deficientes avances metro por disparo en la Cortada SW.....	87
Tabla 26. Factor de carga por metro de avance Excesivos en la Cortada SW.	87
Tabla 27. Metros perforados por metro de avance lineal en la Cortada SW.....	88
Tabla 28. Perdidas por deficiencias en perforación y voladura en la Cortada SW.	88
Tabla 29. Porcentaje de Sobre rotura en la Cortada SW.	89

Tabla 30. Grado de fragmentación inadecuada en la Cortada SW	89
Tabla 31. Costo de perforación con el diseño anterior en la Cortada SW	90
Tabla 32. Costo por voladura con el diseño por disparo en la Cortada SW	91
Tabla 33. Mapeo geomecanica en la Cortada SW	92
Tabla 34. Clasificación geomecanica GSI de Cía. Minera Poderosa.S.A.	93
Tabla 35. Especificaciones técnicas de explosivos.	95
Tabla 36. Ensayos de compresión simple tomados de las muestras de la CR SW Mina Santa María.....	96
Tabla 37. Calculo de RMR según Bieniawski.....	97
Tabla 38. Parámetros para calcular el algoritmo de Holmberg.	99
Tabla 39. Resumen de distribución de taladros.	123
Tabla 40. Resumen de ecuaciones de cálculo de malla de perforación según el algoritmo de Holmberg.	124
Tabla 41. Resumen de resultados de cálculo de malla de perforación.	125
Tabla 42. Distribución de carga explosiva propuesta.....	125
Tabla 43. Costo de perforación según el diseño Holmberg en la Cortada SW-Cía. Minera Poderosa.S.A.	127
Tabla 44. Costo de voladura con el diseño de distribución de carga propuesta para un avance lineal de 1.58 m	128
Tabla 45. Cuadro comparativo de resultados obtenidos tras el diseño propuesto y el diseño anterior.....	129
Tabla 46. Comparación de avances lineal m/disp. anterior y propuesto	130
Tabla 47. Comparación de avances por disparo con diseño anterior y propuesto.....	130
Tabla 48. Comparación de factor de avance según distribución empírica por el trabajador y diseño propuesto	131
Tabla 49. Gráfico comparativo de factor de carga con distribución anterior y diseño propuesto.	131
Tabla 50. Comparación de metros perforados por metro de avance con diseño anterior y propuesto	132
Tabla 51. Gráfico comparativo de metros perforados por metro de avance lineal con diseño anterior y propuesto	132
Tabla 52. Comparación de sobre rotura anterior y propuesto	132
Tabla 53. Resumen de indicadores de perforación y voladura anterior y propuesto.....	133
Tabla 54. Comparación de indicadores de perforación y voladura anterior y propuesto.	134

Tabla 55. Comparación de costos de perforación diseño anterior y lo propuesto.....	134
Tabla 56. Gráfico de costos Comparativos de perforación anterior y propuesto	135
Tabla 57. Comparación de costos de voladura anterior y propuesto.....	135
Tabla 58. Gráfico de costos comparativos de voladura anterior y propuesto.....	136
Tabla 59. Gráfico de costos comparativos de perforación voladura anterior y propuesto	136
Tabla 60. Costo precio unitario de avance cortada SW.....	145
Tabla 61. Toma de datos de los disparos desde el 05 Enero al 23 de Febrero del 2017. ..	154



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación Cía. Minera Poderosa.	12
Figura 2. Geología Regional y Ubicación de la Zona de Estudio.	15
Figura 3. Geológico local de Cía. Minera Poderosa.S.A.....	16
Figura 4. Características estructurales de Cía. Minera Poderosa.S.A.	17
Figura 5. Índice de Resistencia Geológica (GSI).	30
Figura 6. Frecuencia de fracturación y consumo específico de explosivo.	30
Figura 7. Acciones básicas en la perforación rotoperforación.	35
Figura 8. Brocas de perforación.	36
Figura 9. Pintado de malla de perforación.....	37
Figura 10. Sección típica de la cortada.....	38
Figura 11. Ciclo de minado utilizando perforadoras Jack Leg.....	39
Figura 12. Formación de la cavidad de un frente.	40
Figura 13. Ubicación del arranque 40	40
Figura 14. Pintado de malla de perforación arranque.....	41
Figura 15. Paralelismo y equidistancia del arranque.....	42
Figura 16. Tacos de disparos fallados.	42
Figura 17. Corte en pirámide o diamante.	42
Figura 18. Corte en cuña o en V 43	43
Figura 19. Corte en cuña de arrastre.....	43
Figura 20. Corte en paralelo.	44
Figura 21. Ejemplos de arranques con corte quemado.....	45
Figura 22. Denominación de los taladros.	46
Figura 23. Insuficiente número de taladros de alivio.	48
Figura 24. Desviaciones en el paralelismo.	49
Figura 25. Espaciamientos irregulares entre taladros.....	49
Figura 26. Irregular longitud de taladros.	49
Figura 27. Intercepción de taladros.	49
Figura 28. Sobrecarga excesiva.....	50
Figura 29. Arranque de cuatro secciones.	52
Figura 30. Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.....	53

Figura 31. Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.....	54
Figura 32. Influencia en la desviación de los taladros.....	56
Figura 33. Geometría de los taladros de arrastres.	58
Figura 34. Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación.....	63
Figura 35. Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brady y Brown, 1985).	65
Figura 36. Carmex ensamblado.....	68
Figura 37. Detonador no eléctrico-Exsanel.....	69
Figura 38. Mecha rápida de ignición.....	70
Figura 39. Efectos de proceso de detonación.....	71
Figura 40. Granulometria del material proyectado.....	73
Figura 41. Flujograma.....	81
Figura 42. Malla de perforación con el diseño anterior.....	85
Figura 43. Taladro vacío equivalente.....	100
Figura 44. Taladro vacío equivalente.....	101
Figura 46. Diagrama del arranque del algoritmo de Holmberg.....	103
Figura 47. Diagrama de la segunda sección de corte según algoritmo de Holmberg.	106
Figura 48. Diagrama del Tercer cuadrante del modelo de Holmberg.....	107
Figura 49. Diagrama de la tercera sección del modelo de Holmberg.	109
Figura 50. Diagrama de cuarta sección del algoritmo de Holmberg.....	110
Figura 51. Distribución de taladros de arrastre según el algoritmo de Holmberg.....	113
Figura 52. Perímetro del arco de la Cortada SW.....	114
Figura 53. Distribución de taladros de la corona según el algoritmo de Holmberg.....	116
Figura 54. Distribución de taladros en los hastiales según el algoritmo de Holmberg. ...	118
Figura 55. Distribución de taladros de tajeos B según el algoritmo de Holmberg.....	120
Figura 56. Distribución de taladros en tajeos C según el algoritmo de Holmberg.....	122
Figura 57. Gráfico de malla de perforación propuesto en la cortada SW.....	123
Figura 59. Diseño de malla de voladura propuesta utilizando accesorio Exanel.	126
Figura 60. Correcta realización del cebo.....	144
Figura 61. Diagrama Causa- Efecto de perforación y voladura.	146

PÁGINA DE LICENCIA CREATIVE COMMONS

TESIS

“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG, PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760. CONTRATA MINERA ARCA.S.A.C – UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA – CIA. MINERA PODEROSA.S. A, 2017”

Esta publicación está bajo una licencia creative commons

TIPO DE LICENCIA



Reconocimiento – No Comercial: Sin Obra Derivada: No se permite un uso comercial de la obra original ni la generación de obras derivadas.

RESUMEN

El trabajo de investigación titulado “Diseño de la malla de perforación y voladura según Holmberg, para reducir los costos unitarios en la Cortada SW nivel 2760. contrata minera Arca.S.A.C–Unidad de producción Santa María – Cía. Minera Poderosa.S.A, 2017”, tiene como objetivo reducir los costos unitarios de perforación y voladura con un nuevo diseño de malla propuesto por Holmberg; en la Cortada SW nivel 2760, se tiene que los costos unitarios son muy elevados por tener una inadecuada malla de perforación, que no se ajusta a las características del macizo rocoso, por ello, se utilizaba demasiada carga explosiva en los taladros, teniendo como consecuencia mala fragmentación, taqueos y sobre rotura de paredes y corona.

La investigación permitió determinar una malla de perforación y voladura según el algoritmo de Holmberg, para el desarrollo de la Cortada SW nivel 2760 y lograr mayor avance lineal. La cantidad de taladros anteriormente determinado es de 51 taladros y lo propuesto es de 49 taladros, por consiguiente se redujo los costos unitarios de perforación por avance de 94.45 US\$/m de avance a 83.47 US\$/m de avance con una diferencia de 10.98 US\$/m de avance que significa un ahorro 11.63 %, así también se disminuye el factor de carga de 24.65 kg/m de avance a 20.21 kg/m de avance, que significa una reducción de 18.01 %, , también se redujo los costos unitarios de voladura por metro lineal de avance de 103.29 US\$/m de avance a 86.02 US\$/m de avance con una diferencia de 17.27 US\$/m de avance que significa un ahorro 16.72 % y por último se logró un ahorro de 28.25US\$/m de avance por perforación y voladura y se aumentó el rendimiento de avance lineal inicial de 1.45 m/disparo a 1.58 m/disparo de acuerdo al diseño propuesto según algoritmos de Holmberg.

Palabras clave: Algoritmo, costos, diseño, Holmberg, perforación y voladura

ABSTRACT

The research work entitled "Design of the perforation and blasting mesh according to Holmberg, to reduce the unit costs in the Cortada SW level 2760. contracts mining company Arca.S.A.C-Production unit Santa María - Cía. Minera Poderosa.S.A, 2017 ", aims to reduce the unit costs of drilling and blasting with a new mesh design proposed by Holmberg; in the Cut SW level 2760, it is necessary to have very high unit costs due to having an inadequate perforation mesh, which does not conform to the characteristics of the rock mass, therefore, too much explosive charge was used in the drills, having as a consequence bad fragmentation, taqueos and over breakage of walls and crown.

The investigation allowed to determine a mesh of perforation and blasting according to the algorithm of Holmberg, for the development of the cut SW level 2760 and to achieve greater linear advance. The number of holes previously determined is 51 holes and the proposed is 49 holes, therefore the unit costs of advance drilling were reduced from 94.45 US\$ / m advance to 83.47 US \$ / m advance with a difference of 10.98 US \$ / m of progress which means a saving of 11.63%, so the load factor of 24.65 kg / m of advance to 20.21 kg / m of advance, which means a reduction of 18.01%, is also reduced, costs were also reduced unit of blasting per linear meter of advance of 103.29 US \$ / m advance to 86.02 US \$ / m advance with a difference of 17.27 US \$ / m advance which means a saving of 16.72% and finally a saving of 28.25 was achieved USS / m advance by drilling and blasting and the initial linear advance performance of 1.45 m / shot at 1.58 m / shot was increased according to the proposed design according to Holmberg's algorithms.

Keywords: Algorithm, costs, design, Holmberg, drilling and blasting

INTRODUCCIÓN

El trabajo determina el diseño de malla de perforación y voladura que es una operación de mayor relevancia en la excavación de la cortada que esta acondicionado al tipo de roca mineral o estéril que se va a excavar, el trabajo de investigación se ha realizado mediante un análisis teórico práctico que reduce los costos en perforación y voladura en la Cortada SW nivel 2760 ejecutada por la contrata minera Arca.S.A.C, se demuestra la selección adecuada del diseño de malla de perforación y distribución adecuada de explosivos según el algoritmo de Roger Holmberg.

En el **primer capítulo** se desarrolla los aspectos de la descripción de la realidad del problema que encontramos en la operación mina en perforación y voladura seguidamente formulamos el problema, objetivos de la investigación, justificación de la investigación, objetivos generales y específicos de la investigación.

En el **segundo capítulo** presenta el marco referencial y bases teóricas para que la investigación este sustentada en las bases teóricas de diferentes referencias bibliográficas ya estudiadas por diferentes autores. Se describe las características del área de estudio, ubicación, accesibilidad, geomorfología, geología regional, método de explotación, su ciclo de minado inicial y marco conceptual

En el **tercero capítulo** la hipótesis general y específica de la investigación, operacionalización de variables y tipo de investigación, diseño metodológico, unidad de muestreo, técnicas de recolección de datos

En el **cuarto capítulo** se desarrolla el diseño de la malla de perforación y voladura según el algoritmo propuesto por Roger Holmberg

En el **quinto y sexto capítulo** se consignan los resultados y discusiones, en la primera parte menciona los efectos encontrados en la mina durante las observaciones realizadas, seguidamente de conclusiones y recomendaciones.

NOMENCLATURA

B: Burden

CR: Cortada

cm: Centímetros

CMPSA: Cía. Minera Poderosa S.A.

E: Espaciamiento

GSI: Índice de Resistencia Geológica

h: Hora.

kg/m: Factor de carga

kg: Kilogramos

km: Kilómetros

m: Metros

m²: Metro cuadrado

m³: Metro cúbico

min: Minuto

mm: Milímetros

MPa: Megapascales (MPa)

NW: Norte – Oeste

UEA: Unidad Extractiva Administrativa

PU: costo en \$/m de alguna de las operaciones unitarias tomadas en cuenta para la

RMR: Rock Mass Rating

RQD: Índice de calidad de la roca

TAC: Tabla de adecuación de la calidad

US\$: Dólares Americanos

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. REALIDAD PROBLEMÁTICA

En la cortada SW nivel 2760 unidad de producción, Mina Santa María de Cia Minera Poderosa.S.A. (CMPSA) se está trabajando con una sección de 2.50m por 2.50m, en Roca Diorita cuyo RMR (Rock Mass Rating) es de 74%, según la clasificación de Bieniawski corresponde a tipo de Roca II, la excavación se realiza por métodos convencionales. Utilizando en la perforación maquinas Jack leg (RNP), barras cónicas de 1.20m y 1.80m por 22.22mm de diámetro de barras y brocas descartables de 36 mm de diámetro, perforando taladros horizontales de 1.71m de profundidad en promedio, para el arranque se está usando el corte quemado de 9 taladros. En la voladura se usa dinamita Semexsa 65% de 17.77 cm por 22.22cm y Emulex 45% de 20.32 cm por 2.54 cm para el carguío de los taladros de la corona y para el carguío de los demás taladros se usa Emulex 80% de 20.32 cm por 2.54 cm y como accesorios de voladura se utiliza Carmex 2.40m, Exsanel 2.40m, Igniter Cord y Cordón detonante 5P.

Entre los principales problemas detectados en las operaciones de perforación y voladura en el frente de la Cortada destacan:

- ✓ **Malla de perforación inadecuada**, no existe mallas de perforación por cada tipo de roca, el trabajador distribuye los taladros empíricamente en el frente de la labor.
 - ✓ **Deficiencias en el modo de perforación**, falta de paralelismo de los taladros, longitud incompleta de los taladros perforados, inadecuado espaciamiento, burden y cara libre.
- El modo de perforación está directamente relacionado a la falta de la demarcación o delineado de la malla de perforación (pintado de los puntos que conforman la malla de perforación).

- ✓ **Inadecuada columna explosiva**, se detectó que los taladros estaban siendo cargados a más de 80% llegando incluso al 100% de la columna. Esto lo realizaban creyendo que así "se aseguraba obtener un buen disparo, y por la falta de conocimiento por parte de la supervisión encargada. Siendo lo adecuado cargar en promedio las 2/3 partes de la columna explosiva, es decir el 66.6 %.
- ✓ **Deficiencias en el secuenciamiento de los tiempos de retardo en la malla de voladura.**
- ✓ **Como consecuencia de las deficiencias descritas**, se encuentra tacos de más de 40 cm, tiros sopladados, tiros cortados, tiros anillados que conlleva a elevar los costos unitarios de perforación y voladura.

Ante estos problemas y para mejorar la eficiencia en el avance se vio por conveniente elaborar una propuesta de diseño de malla de perforación con arranque corte quemado, determinado mediante la metodología de cálculo propuesta por Holmberg, según su esquema de corte y del resto de zonas de la labor con la finalidad de reducir el factor de potencia y los costos de perforación y voladura.

1.1.1. PROBLEMA GENERAL

- ¿De qué manera se reducirá los costos unitarios según el diseño de malla de perforación y voladura propuesta por Holmberg en el avance de la Cortada SW nivel 2760 Contrata minera Arca.S.A.C – Unidad de producción Santa María – Cía. Minera Poderosa.S.A.?

1.1.2. PROBLEMA ESPECÍFICO

- ¿Qué parámetros se considera en el diseño de malla de perforación de rocas aplicando el modelo matemático de Holmberg en el avance de la Cortada SW nivel 2760 Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.?
- ¿Cuál es la carga explosiva adecuada para la reducción de costos unitarios de voladura en el frente de avance de la Cortada SW nivel 2760 Contrata Minera Arca.S.A.C- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

- Determinar el diseño de malla de perforación y voladura según el modelo matemático propuesto por Holmberg para reducir los costos unitarios en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar el diseño de malla de perforación propuesta por Holmberg para reducir los costos unitarios en el frente de avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.
- Determinar la carga explosiva adecuada para reducir los costos unitarios de voladura en el frente de avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.

1.3. JUSTIFICACIÓN

Diseño de malla en las operaciones unitarias de perforación y voladura, tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos y mejoras operativas de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, acotándose como una de las recomendaciones la vital importancia que representa la capacitación continua al personal en las técnicas de perforación y voladura y sobre todo el rol que juegan estas como el núcleo de todo el sistema, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado.

1.4. LIMITACIONES

El presente trabajo de investigación no tiene limitaciones en el proceso de su ejecución, se tiene el apoyo de la empresa minera para realizar las actividades de muestreo y pruebas.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Según Jáuregui Aquino, (2009), en su conclusión número doce el tesista menciona un seguimiento y control operativo de la perforación y voladura debe abarcar el control del diseño de la malla de perforación según el tipo de roca y cumplimiento del mismo, control del modo de perforación (paralelismo en la perforación de todo el barreno) y de la adecuada demarcación o delineado de la malla de perforación (puntos de perforación al espaciamiento y burden establecidos en la malla de perforación), control y verificación de un adecuado secuenciamiento de los retardos (tiempo de retardos en los faneles) con respecto a la cara libre en la malla de voladura, además el control de la distribución de la carga explosiva en mina permitirá eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remanente.

Sánchez Villarreal, (2012), indica en su conclusión número cinco menciona que la aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueado de la rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablo, significara para ELIPSE S.A. El ahorro de US\$ 85.12 en cada voladura, debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación.

Ojeda Mestas, (2008), nos dice que las desviaciones de perforación afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación como el avance del disparo, porque la eficiencia de voladura está relacionada con la desviación, a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.

Fernández Tirado, (2016), diseñó la malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas para tipo de roca III (regular) y empleando tecnología láser, la cual nos permitió cumplir con los objetivos trazados, debido a que se pudo obtener disparos eficientes y se ajustó el factor de potencia reduciéndolo de 1.26 a 0.954 kg/TM el cual tiene un equivalente de 24.3%, producto de ello se pudo obtener un ahorro significativo en consumo de explosivo de S/ 110.27 por metro avanzado con jumbo hidráulico. Las técnicas de voladura controlada, el control de perforación y voladura permitieron reducir el porcentaje de sobrerotura en la GLN1 de 27% a 12% y en la CRNE de 32% a 11%, pero se debe tener en cuenta el tipo de roca para no realizar el trabajo sin conseguir resultados favorables.

Chipana Tito, (2015), indica con el diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada, se ha reducido los costos en la ejecución de la Galería Progreso de US\$ 294.9 a US\$ 235.64, se ha reducido los costos de perforación de US\$ 98.48 a US\$ 87.25. Implicando a estandarizar los burdenes y espaciamientos en el frente de la Galería Progreso de la contrata minera Cavilquis. El número de taladros se ha disminuido de 45 taladros perforados a 42 taladros perforados. El factor de carga ha disminuido de 2.89 kg /m³ a 1.8 kg /m³ con respecto a la anterior malla de perforación en la Galería progreso de la contrata minera Cavilquis.

2.2. GENERALIDADES DE CÍA MINERA PODEROSA

2.2.1. EXPLORACIÓN

Durante el año 2017 se realizaron 21797.0 metros de labores mineras de exploración y 40672 metros de perforación diamantina. La ratio de estimación al cierre del año fue de 10.43 Oz Au/m.

2.2.1.1. EXPLORACIONES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN MARAÑÓN

Las exploraciones se realizaron en las vetas: Jimena (sectores 4 y 7), Karola Techo, Choloque, Pencas, Consuelo, Lola 1, Mercedes, Pajilla y Arisa.

En perforación diamantina, se ejecutaron 21603 metros. En labores mineras, se realizaron 6934 metros, de los cuales 2716 metros correspondieron a labores de posición y 4218 metros a labores de desarrollo.

Se viene ejecutando la cortada 5000 en el nivel 1915 como labor a largo plazo que permitirá identificar nuevos sectores mineralizado e integrar con la UP Santa María.

2.2.1.2. EXPLORACIONES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA

Las exploraciones se realizaron en los sistemas de vetas, Cristina, Virginia, Julie, San Vicente, Guadalupe, Briana, Samy, Santa Isabel y los Manzanos.

En perforación diamantina, se ejecutaron 19069 metros. En labores mineras, se realizaron 13173 metros, de los cuales 5273 metros correspondieron a labores de posición y 7899 metros a labores de desarrollo.

2.2.1.3. EXPLORACIONES EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN PALCA

En la Unidad de Producción Palca, se continuó con el desarrollo de la cortada nor oeste en el nivel 3096; labor a largo plazo para integrar Suyubamba con Santa María, un By Pass desde superficie para acceder a la cortada nor oeste descrita anteriormente y en el nivel 3065 la rampa FANY para carguío de mineral y desmonte producto de los desarrollos del nivel Superior.

En labores mineras se realizaron 1690 metros, de los cuales 1582 metros correspondieron a labores de posición y 107 metros a labores de desarrollo.

2.2.2. DESARROLLO

2.2.2.1. UNIDAD DE PRODUCCIÓN MARAÑÓN

En labores de explotación se obtuvieron 113891 TM y 38791 onzas de oro; en labores de desarrollo y preparación, 42994 TM y 11910 onzas de oro; y en labor asignada, 10648 TM y 13280 oz de oro. En total producimos 156886 TM y 50701 oz de oro, que representó un cumplimiento de 97% y 100%, respectivamente, y una recuperación mina del 92.39%. El déficit de la producción se debió, entre otros factores, a la disminución de tajos en las vetas de Glorita2 y Jimena.

2.2.2.2. UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA

Se produjeron 256346 TM y 128349 onzas de oro durante el 2017, la recuperación mina fue de 92.70%. La producción en tajos fue de 110206 t y 74015 onzas oro, la obtenida en labores

de desarrollo y preparación fue de 143692 TM y 49617 onzas de oro y la obtenida en labor asignada fue de 2447 TM y 4717 onzas oro.

En lo referente al programa de avances se ejecutaron 26901 m de avances verticales y horizontales, de los cuales 4255 m fueron de desarrollo, 14862 m de labores de exploración y 7784 m de preparación.

2.2.3. PLANTA DE BENEFICIO

En las plantas Marañón y Santa María I se procesaron 488213 TM y se obtuvieron 254600 onzas de oro. Del total procesado, 267343 TM correspondieron a la planta Marañón y 220869 TM a la planta Santa María I. La recuperación consolidada de oro en las plantas de beneficio fue de 90.69%. Destacamos los siguientes logros obtenidos durante el periodo:

2.2.4. GESTIÓN AMBIENTAL

2.2.4.1. NUESTRO COMPROMISO CON EL MEDIO AMBIENTE

Trabajamos para garantizar un ambiente sano y el desarrollo sostenible de nuestro entorno, previniendo la contaminación con buenas prácticas ambientales en nuestros procesos y el uso eficiente de los recursos naturales mediante la mejora continua.

2.2.4.2. GESTIÓN DEL AGUA

La oferta de agua promedio anual de las quebradas el Oso y Chorro Blanco es de 15168816 m³/ año. La ANA nos entregó la licencia para usar captar el 95% de este caudal para la generación de energía, siendo la diferencia El 5% el caudal ecológico. Luego de generar energía en la Central Hidroeléctrica Alberto Samaniego, se descarga el agua a su cauce natural, a excepción del 5.4% autorizada por la ANA para uso minero en nuestras operaciones en el Campamento Minero de Marañón en Vijus.

Para nuestras operaciones en nuestras labores mineras La Lima, El Tingo y Papagayo, así como para campamentos y áreas verdes se cuenta con una licencia de agua de hasta 315360 m³/año de uso de agua. Nuestras operaciones en el Cedro nos han requerido obtener una licencia de uso minero de hasta 37843 m³/año siendo captado desde interior mina.

2.3. PLAN DE CIERRE DE MINAS

El Plan de Cierre es un instrumento de gestión ambiental conformado por acciones técnicas y legales, que deben ser efectúalas por el titular de la actividad Minera, a fin de rehabilitar las áreas utilizadas o perturbadas por la actividad minera, para que éstas alcancen

características de ecosistema compatibles con un ambiente saludable y adecuado para el desarrollo de vida y la conservación del paisaje.

En el 2017, se aprobó la Tercera Modificación del Plan de Cierre de Minas de la Unidad Minera Poderosa con RD N° 093-2017-MEM-DGAAM, que permite modificar el tiempo de vida útil de la mina, modificación y actualización el cronograma de cierre progresivo y final de componentes mineros; donde se busca garantizar la estabilidad física, química, hidrológica de los compones y rehabilitando el área disturbada a través de la revegetación. En el 2017 se ejecutaron medidas de cierre progresivo por un valor de USD 996,047.25 que considera actividades de Cierre de Minas y Compromiso Socio ambientales.

2.4. GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO

2.4.1. UBICACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

La Unidad Santa María, se encuentra ubicada en el distrito de Pataz, provincia de Pataz y departamento de la Libertad aproximadamente a 360 km al noreste de la ciudad de Trujillo y a una altitud que van desde 2300 hasta los 2900 msnm.

La ubicación según coordenadas UTM (WGS84) es la siguiente:

Norte: 9139674 m

Este: 214004 m

Figura 1. Ubicación Cía. Minera Poderosa



Fuente: Elaboración propia

2.4.2. ACCESIBILIDAD

El acceso por la vía terrestre desde Lima es el siguiente:

❖ Vía terrestre

Tabla 1. Acceso vía terrestre desde lima a CMPSA. UP Santa María

DE	A	DISTANCIA (KM)	TIEMPO (HH:MM)	MEDIO DE TRANSPORTE
Lima	Trujillo	560	08:00	Pan. Norte.
Trujillo	Chagual	340	14:00	Trocha afirmada.
Chagual	Mina	15	00:45	Trocha afirmada.
TOTAL.		915	22:45	

Fuente: Elaboración propia

❖ Vía aérea.

Tabla 2. Acceso vía terrestre desde lima a CMPSA. UP Santa María

DE	A	DISTANCIA (KM)	TIEMPO (HH:MM)	MEDIO DE TRANSPORTE
Lima	Trujillo	560	00:45	Avión
Trujillo	Chagual	340	00:42	Avioneta.
Chagual	Mina	20	00:30	Camioneta.
TOTAL.		915	1:57	

Fuente: Elaboración propia

2.4.3. HIDROGRAFÍA

La zona se encuentra ubicada en la cuenca hidrográfica de la cuenca Huallaga – francés (UP Santa María) y subcuenta hidrográfica de la quebrada el Tingo, y en parte en las microcuencas de las quebradas la Encañada, Asnapampa y la Lima (UP Marañón), todas estas cuencas se encuentran en las vertientes del atlántico y forman parte de la cuenca alta del río Marañón afluente del río Amazonas.

2.4.4. CLIMA

El clima de la zona del proyecto varía entre templado y cálido, caracterizándose por tener una estación de lluvias intensas entre los meses de noviembre y abril, seguida de una época de sequía relativa durante el resto del año.

En la zona del proyecto las temperaturas son altas durante todo el día, llegando a picos superiores a los 35°C, mientras que durante las noches se encuentran alrededor de 24°C. El promedio anual es de 29°C aproximadamente.

2.4.5. RECURSOS NATURALES

Flora: está conformada por bosques de árboles de eucalipto y especies como el chachacomo, el capulí, el aliso, el molle, el sauce, el chocho y la retama, entre otras.

Fauna: está representada por diversas aves: perdices, rapaces, variedades de picaflores y fringílicos. El zorro andino, la vizcacha, el gato montés y el venado de cola blanca habitan también en esta región.

Hídricos: El área cuenta con suficientes recursos hídricos como para garantizar el normal desenvolvimiento de las operaciones mineras, consumo humano, beneficio de minerales en la planta santa maría.

Humanos: La insuficiente mano de obra especializada en minería hace que sea difícil contar personal calificado y con experiencia; por lo que se están capacitando y entrenando al personal joven de la zona de influencia de la unidad.

2.4.6. GEOMORFOLOGÍA

El ámbito de estudio se ubica sobre un relieve que se caracteriza por ser sumamente accidentado con quebradas y ríos bastante encañados y elevaciones que varían entre los 1200 msnm y los 4100 msnm.

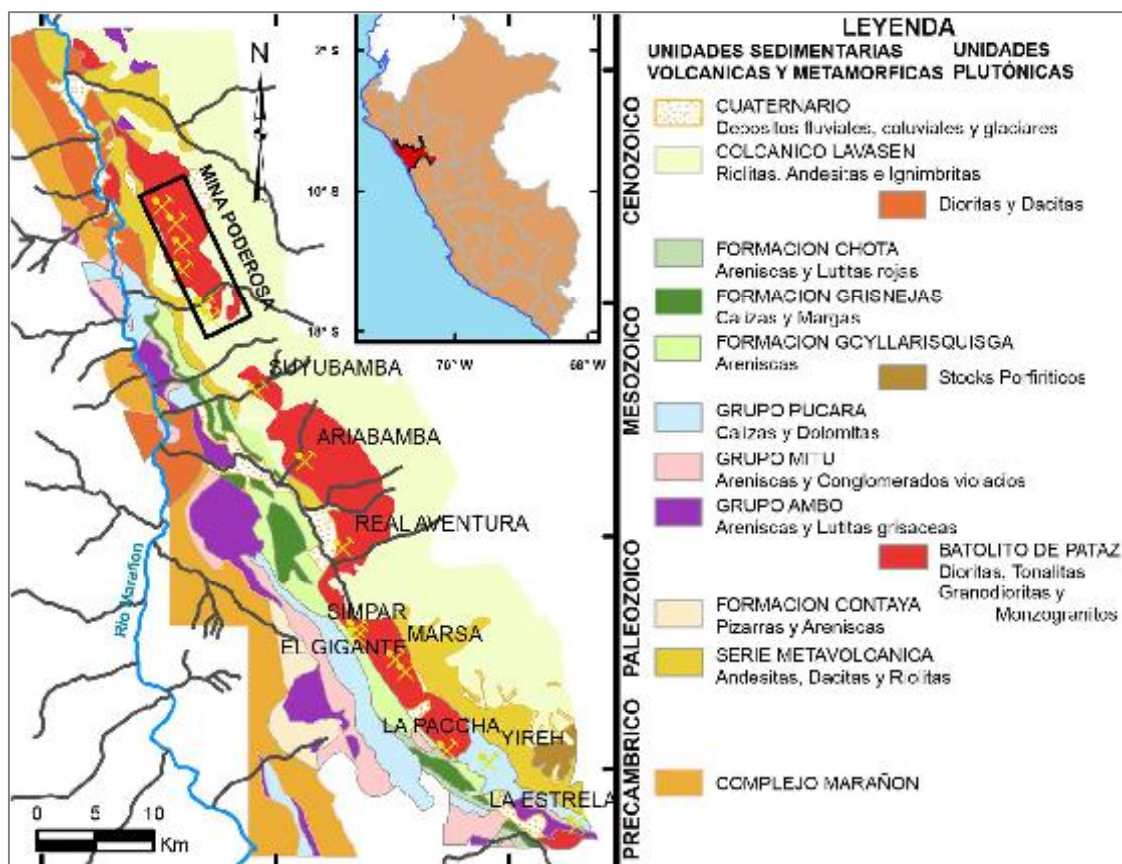
2.4.7. GEOLOGÍA REGIONAL

La geología de la zona de Patáz está compuesta por diferentes series de basamento con metamorfismo de bajo grado del Proterozoico y Paleozoico inferior a terciario inferior con rocas Vulcano - clásticas casi sin deformar el terciario superior.

El Batolito de Patáz contiene vetas de cuarzo-pirita, donde se encuentra normalmente el oro, asociado a la pirita y en pequeñas proporciones asociado a la galena y esfalerita.

El Batolito está controlado por dos grandes fallas regionales una al Nor - Este que la pone en contacto con el complejo Marañón, formadas por pizarras que corresponden a la formación Contaya, metamorfismo con presencia de pirita fina, la otra falla regional se ubica al Sur-Oeste pone al contacto con rocas del Paleozoico y Mesozoico de la formación Chota. Dicho Batolito tiene una dirección de N 30° W, controlado con cizallas marginales y cabalgamiento de geometría lístrica.

Figura 2. Geología Regional y Ubicación de la Zona de Estudio



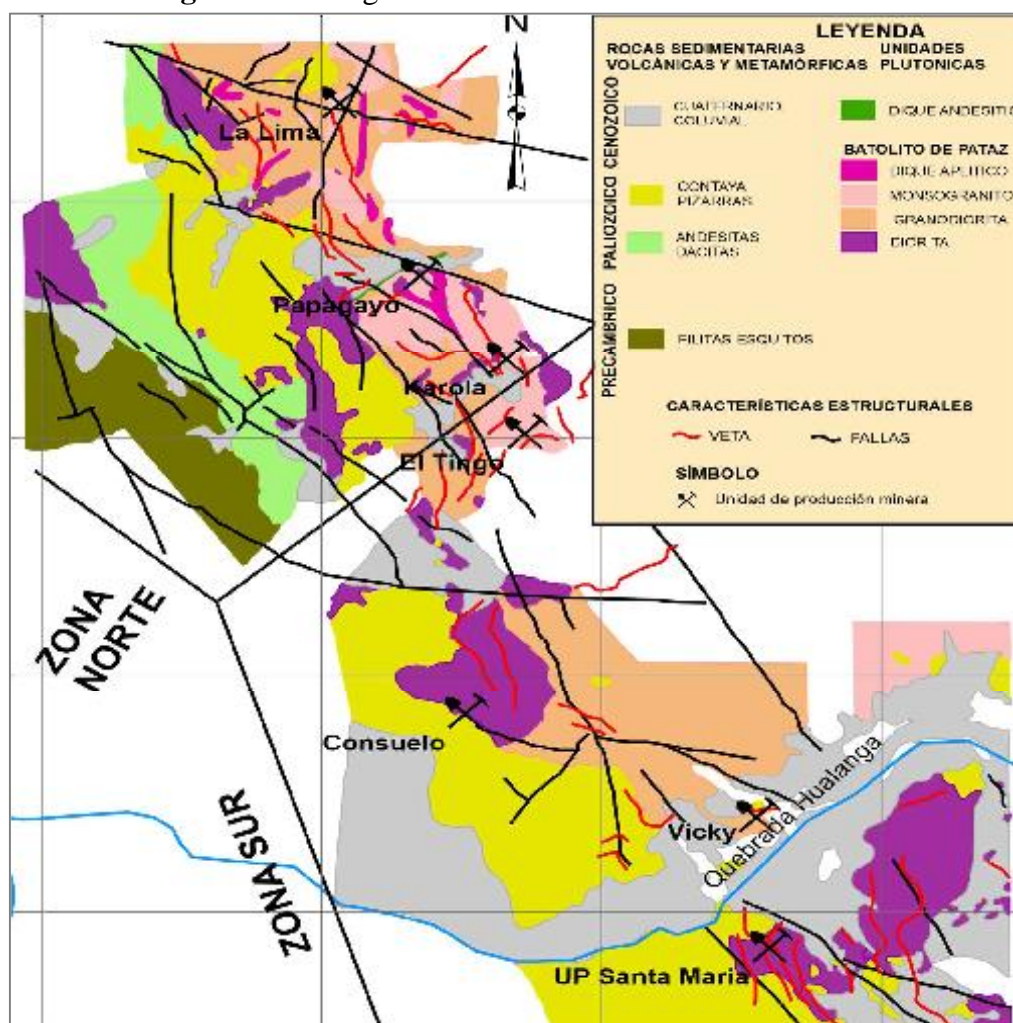
Fuente: Área de Geomecánica Cía. Minera Poderosa.S.A

2.4.8. GEOLOGÍA LOCAL

La zona de Patate muestra como parte de la columna estratigráfica tenemos:

Rocas Intrusivas: Lo constituye el batolito de Patate, de forma alargada y lenticular de 80 km de largo, con una orientación N 20°-30° W y que alberga a las estructuras mineralizadas de la región, conformado por granitos, granodioritas, monzogranitos, dioritas y microdioritas.

Figura 3. Geológico local de Cía. Minera Poderosa.S.A.



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera Poderosa.S.A.

2.4.9. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El yacimiento Poderosa presenta fuerte control estructural a nivel regional, distrital y local, con sistemas de fallas y fracturas que se repiten a diferentes escalas y controlaron el emplazamiento del batolito de Patate y posteriormente la mineralización y ubicación espacial de los ore shoots (Schneider, 1989).

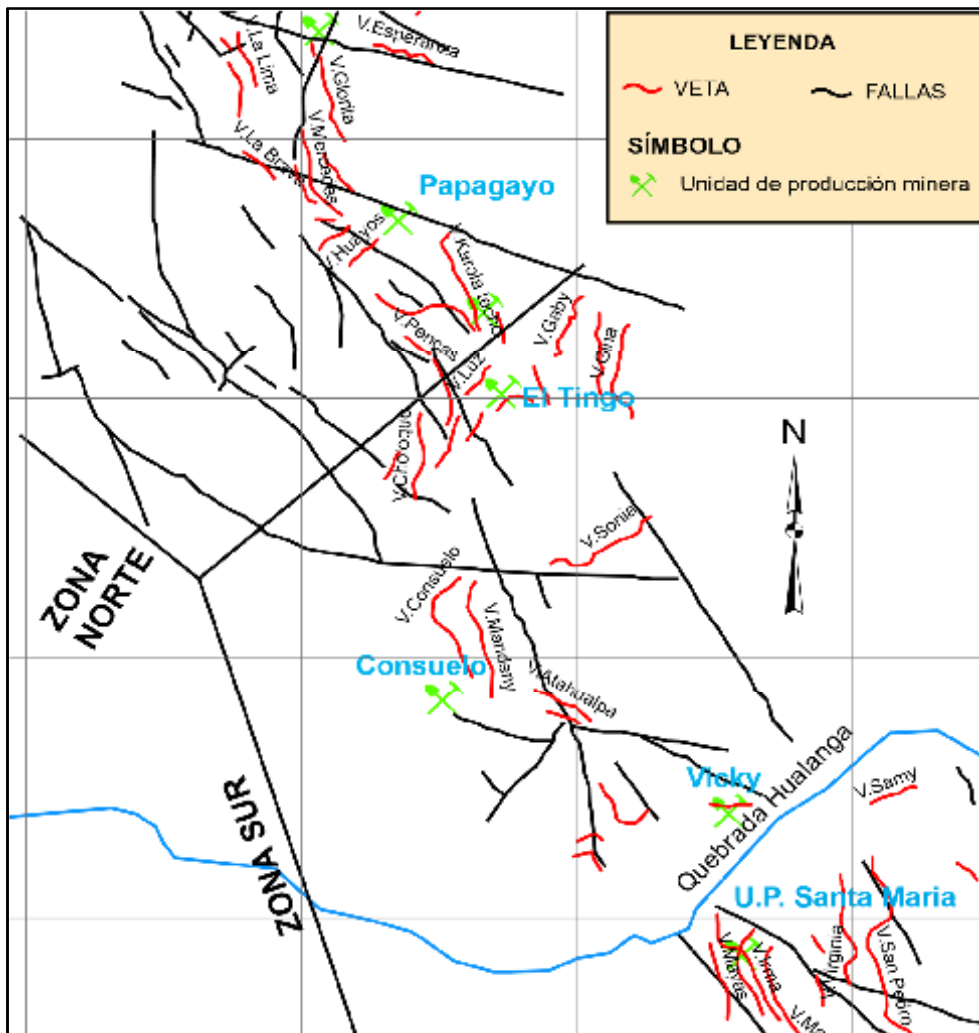
Regionalmente las vetas ocupan estructuras de segundo y tercer orden hacia la caja techo de un lineamiento mayor de rumbo NNW, a lo largo del margen occidental del batolito de Patate (Haerberlin, 2000). Este lineamiento mayor se cree que sea posiblemente del Proterozoico y corresponde a una sutura que fue reactivada periódicamente durante subsecuentes eventos tectónicos, el cual durante los estadios de mineralización debió funcionar como el principal alimentador de los fluidos hidrotermales mineralizantes.

Las fallas principales son sub-verticales y tienen un rumbo N a NW, además de un juego de fallas transversales de orientación cercana al E-W, las cuales son secantes a los planos de las estructuras mineralizadas. A nivel distrital y local se pueden observar estructuras mayores y menores.

a) ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

La mina Santa María aloja distintas vetas: Samy, Virginia, María Rosa, Guadalupe, San Vicente, Briana Y Julie. Actualmente la Contrata Minera Arca.S.A.C está realizando diferentes trabajos en la veta Samy nivel 2727, nivel 2760 y nivel 2820 en la cual se va a desarrollar el presente proyecto, explotando los tajos con método de explotación corte y relleno convencional y lonjas verticales con sostenimiento con puntales de línea y la limpieza se realiza con winches de arrastre de 1.80m³ de capacidad.

Figura 4. Características estructurales de Cía. Minera Poderosa.S.A.



Fuente: Área de Geología Cía. Minera Poderosa S.A.

En la U.P. Santa María contamos con 9 vetas exploradas: Briana, Guadalupe, Juli, Cristina, San Francisco, Santa María, San Vicente, Virginia, Samy, Briana y Guadalupe; con un total de 915016 TMS, cubicadas y una ley promedio de 15.46 Gr/TMS Au

2.4.10. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO

La forma típica de los yacimientos minerales que se observa en la faja aurífera de Pataz es la filoniana, presentándose como filones simples o fisuras mineralizadas solitarias y también como filones complejos que pueden estar entrelazados (lazos sigmoides), ramificados y raramente en stock work. (Rundkvist, 1971).

2.4.11. GEOLOGÍA ECONÓMICA

Las vetas de cuarzo aurífero que se presentan en intrusiones granodioritas y monzograníticas del carbonífero en el batolito de Pataz y que se encuentran cerca del contacto con rocas precambrianas del complejo Marañón, pueden alcanzar potencias de más de 2 metros y longitudes de hasta 100 metros o inclusive mucho más.

Su paragénesis es uniforme y consiste en una **Fase 1** con cuarzo, pirita y arsenopirita, seguida por una **fase 2**, con galena, calcopirita, esfalerita, oro y electrum, además soluciones magmáticas cloruradas lixiviaron oro de las rocas encajonantes y lo depositaron en fisuras cerca del contacto Batolito/Complejo del Marañón.

Tabla 3. Reservas probadas de U.P Santa María

UNIDAD DE PRODUCCIÓN	NIVEL	Potencia m	Ley Au gr/TMS	Tonelaje TMS	Finos Au gr	Finos Au Oz
SANTA MARIA	2120	1.62	10.7	16242	173789.4	5517.1238
	2260	1.29	9.53	17857	170177.21	5402.4511
	2410	1.23	13.85	22348	309519.8	9826.0254
	2510	0.59	19.17	4849	92955.33	2950.9629
	2520	0.94	15.26	58860	898203.6	28514.4
	2550	1.09	8.58	918	7876.44	250.04571
	2590	1.07	21	26841	563661	17894
	2670	1.08	7.94	7485	59430.9	1886.6952
	2727	1.23	13.56	156953	2128282.68	67564.53
	2760	0.96	28.54	256985	7334351.9	232836.57
	2820	1.45	21.98	345678	7598002.44	241206.43
Total General		1.14	15.46	915016	19336250.7	613849.23

Fuente: Área de Geología Cía. Minera Poderosa

Vida de la mina = Reservas probadas/capacidad de la planta concentradora

Vida de la mina = 915016 TMS/600 TMS/Dia

Vida de la mina = 4.24 años

2.4.12. PLAN DE PRODUCCIÓN

El plan de producción se desarrollará teniendo en cuenta la cubicación de Geología con una producción anual de 262800 TMS con una ley promedio de 15.65 gr/TM Au

Producción de la mina es 700 TMS/Dia

Capacidad de la planta concentradora es 600 TMS/Dia

2.4.12.1. PLAN DE AVANCES EN EXPLORACIÓN Y PREPARACIÓN

Para el desarrollo de plan de minado y con el fin de continuar con una explotación sostenible se desarrolló un plan anual de avances tanto en preparación y explotación que consiste en 10826 m (6288 m en exploración y 4538 m en preparación)

2.4.13. TIPO DE LABORES MINERAS

a. Cortadas y galerías

- ❖ Son labores horizontales de reconocimiento que se realizan en estéril con el objetivo de llegar a una zona mineralizada o ponerse en una posición favorable para la ejecución de taladros de reconocimiento de larga longitud.
- ❖ Son realizadas de forma convencional y los equipos utilizados para su ejecución se detallan a continuación según la etapa del ciclo de trabajo en la labor:
 - Sección: 2.50m por 2.50m
 - Perforación: perforadoras Jack leg RNP
 - Limpieza: Palas neumáticas LM 57 o Eimco 12B
 - Extracción: Locomotoras de 4 TM y 6 TM de capacidad y con carros mineros tipo U-35.

El ciclo de trabajo está compuesto por las siguientes etapas:

❖ **Perforación: es realizada con:**

- Perforadoras: Jack leg
- Barrenos: 1.20 m y 1.80 m

- Longitud Perforada: 1.70 m
- Avance Efectivo: 1.51 m
- Número de Taladros: 38 – 44
- Volumen Roto: 9.2 m³
- ❖ **Voladura: el explosivo utilizado es:**
 - Explosivo: Emulsión Semexa E-65, Emulex 80%
 - Accesorios: Carmex, Exanel
 - Factor de Avance (kg/m de avance): 18-22
- ❖ **Limpieza: para la limpieza del frente se utilizan:**
 - Palas Neumáticas: LM 57 o Eimco 12-B
 - Capacidad de Limpieza (m³/min):0.15
 - Carros Mineros: U-35
 - Capacidad Carro Minero (m³): 1.0
 - Número Carros Mineros/Disparo: 17
- ❖ **Sostenimiento:** Se realiza de acuerdo con las características geomecánicas de la labor, se utilizan diversos elementos de sostenimiento desde pernos puntuales, pernos con malla, cuadros de madera, shotcret y cimbras.

Tabla 4. Tabla de la adecuación de la calidad en cortadas

Etapa	Elemento	Cantidad	Unidad
Perforación	Taladros cargados	38-44	Taladros/disparo
	Metros perforados	43-50	Metros perforados/avance
	Semexsa E-65%, Emulex 80%	38-44	Kg/disparo
Voladura	Carmex 2.40 m, Exanel 2.40 m	38-44	Unidades/disparo
	Mecha rápida	10	m/m de avance
	avance	1.51	m/disparo
	Factor de carga o avance	18-22	Kg/m de avance

Fuente: Cia Minera Poderosa S.A

2.5. BASES TEÓRICAS

2.5.1. YACIMIENTO GEOLÓGICO

Es una concentración u ocurrencia de interés económico intrínseco dentro y fuera de la corteza terrestre en forma y cantidad tal como para demostrar que hay perspectiva razonable para una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, contenido metálico, características geológicas y continuidad de un recurso mineral se conocen, estiman o interpretan desde una evidencia y conocimiento geológicos específicos. (Ruiz Dioses, 2010, pág. 21)

Los minerales en mayor abundancia se encuentran en la corteza en cantidades considerables para que sean extraíbles se necesitan concentraciones que solo aparecen de manera excepcional, además de unas adecuadas condiciones de accesibilidad internos y externos pueden producir localmente concentraciones económicas de materiales como menas explotables de metales.

2.5.2. MACIZO ROCOSO

Se define macizo rocoso como la forma en la que se presentan las rocas en el medio natural. Así un macizo rocoso estará definido por la roca y la estructura, que a su vez contendrá planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas. (Ramirez Uyanguren & Alejano, 2004, pág. 1)

2.5.3. MECÁNICA DE ROCAS

Una definición comúnmente aceptada de mecánica de rocas propuesta en 1974 por el comité americano de esta disciplina, “mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno”, así definida esta disciplina es básica para la minería ya que el hecho de realizar excavaciones modifica los campos de fuerza en el entorno físico de la roca. (Ramirez Uyanguren & Alejano, 2004, pág. 3)

2.5.4. CONSIDERACIONES GEOMECÁNICAS PARA DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

2.5.4.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI

El sistema de clasificación Rock Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z. T. Bieniawski durante los años 1972 – 1973, y ha sido modificado entre los años 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones.

El RMR se obtiene como de unas puntuaciones que corresponden a valores de cada uno de los seis enumerados estos parámetros. El valor del RMR oscila entre 0% y 100%, y es mayor cuando mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clase de roca según el valor de RMR:

- Clase I : $RMR > 80$; Roca muy buena
- Clase II : $80 > RMR > 60$ Roca buena
- Clase III: $60 > RMR > 40$ Roca media
- Clase IV : $40 > RMR > 20$ Roca mala.
- Clase V : $RMR < 20$ Roca muy mala.

Gallardo Contreras (2013) da a conocer que la roca se clasifica en 6 categorías. En cada categoría se estiman los valores de la cohesión y el ángulo de fricción interna del macizo rocoso. pág. 172

Tabla 5. Cohesión y el Angulo de fricción interna del macizo rocoso

Clase	Calidad	RMR (%)	Cohesión (Kpa)	Angulo de fricción (°)
I	Muy buena	81-100	>400	>45
II	Buena	61-80	300-400	35-45
II	regular	41-60	200-300	25-35
IV	Mala	21-40	100-200	15-25
V	Muy mala	0-20	<100	<15

Fuente: Tesis Cimentaciones en Roca de Gallardo Contreras, 2013

A continuación, se definen y valoran cada uno de los 6 factores que intervienen en la clasificación.

2.5.4.1.1. RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA

Según Belandria y Bongiorno (2012), “la resistencia compresiva “ σ_c ” de una roca se puede determinar por cuatro procedimientos”.

- **Primer procedimiento**

Estimación de la Resistencia Compresiva mediante el martillo Schmidt de Dureza.

- **Segundo procedimiento**

Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Carga Puntual “Franklin”.

- **Tercer procedimiento**

Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Compresión Simple y/o Uniaxial.

- **Cuarto procedimiento**

Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Compresión Triaxial.

Tabla 6. Resistencia de la roca y su valoración

Descripción	Resistencia a la compresión simple (Mpa)	Ensayos de carga puntual	Valoración
Extremadamente dura	>250	>10	15
Muy dura	100-200	4-10	12
Dura	50-100	2-4	7
Moderadamente dura	25-50	1-2	4
Blanda	5-25	<1	2
Muy blanda	1-5	<1	1

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada

2.5.4.1.2. ÍNDICE DE LA CALIDAD DE LA ROCA – RQD

Según Bieniawski, Z. T. (1989), Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y /o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres

procedimientos de cálculo, en función de número de fisuras, número de trozos por testigo y número de fisuras por metro cúbico.

Cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = 100 * e^{-0,1*\lambda} * (0.1\lambda + 1) \dots \dots \dots (2)$$

Siendo:

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ Fisuras}}{\text{Longitud}} \dots \dots \dots (3)$$

2.5.4.1.3. ESPACIAMIENTO DE JUNTAS

Según Bieniawski, Z. T. (1989), Se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en esta disminución de resistencia. Así resulta que un material rocoso de alta resistencia de 100 a 200 MPa, que esté muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil

A continuación, se presenta la clasificación de Deere de los macizos rocosos. En lo referente al espaciamiento de juntas, que es la que recomienda utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski.

Tabla 7. Espaciamiento de discontinuidades y su valoración

Descripción Espaciamiento	Espacio de juntas	Tipo de Macizo Rocoso	Valoración
Muy separadas	>2 m	Solido	20
Separadas	0.6-2m	Masivo	15
Moderadamente	200-600mm	En bloques	10
Juntas	60-200mm	Fracturado	8
Muy juntas	<60mm	Machacado	5

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

2.5.4.1.4. CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES

En este apartado se tienen en cuenta los siguientes parámetros:

- Apertura.
- Persistencia de discontinuidades.
- Rugosidad.
- Relleno.
- Alteración

a. Apertura

La apertura de las juntas es un criterio para descripción cuantitativa de un macizo rocoso.

Tabla 8. Apertura de discontinuidades y su valoración

Grado	Descripción	Separación de las caras	valoración
1	Abierta	>5mm	0
2	Moderadamente abierta	1-5mm	1
3	Cerrada	0.1-1mm	4
4	Muy cerrada	<0.1mm	5
5	Ninguna	0	6

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

b. Persistencia de discontinuidades

El tamaño de las juntas influye en la importancia que el material rocoso y la separación de las juntas tienen en el comportamiento del macizo rocoso.

Tabla 9. Persistencia de discontinuidades y su valoración

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	<1 m	6
2	Baja	1-3 m	4
3	Media	3-10 m	2
4	Alta	10-20 m	1
5	Muy alta	>20 m	0

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

c. Rugosidad

Tabla 10. Rugosidad y su valoración

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

d. Relleno

Tabla 11. Relleno de discontinuidades y su valoración

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5 mm	2
3	Dura > 5 mm	2
4	Dura < 5 mm	4
5	Ninguno	6

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

e. Alteración

Tabla 12. Alteración de discontinuidades y su valoración

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

f. Presencia de agua

El efecto del agua tiene especial importancia en los macizos rocosos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo agua en el macizo rocoso.

Tabla 13. Valoración de presencia de agua

Caudal por 10 m de túnel	Descripción	Valoración
Nulo	Seco	15
<10 Lt/min	Ligeramente húmedo	10
10-25 Lt/min	Húmedo	7
25-125 Lt/min	Goteando	4
125 Lt/min	Fluyendo	0

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

2.5.4.1.5. CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN

Al momento de considerar los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea y una labor minera superficial, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar.

Tabla 14. Determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra

Dirección perpendicular al eje de la obra		Dirección paralela al eje de la obra				Buz. 0°-20° cualquier dirección
Excav. Con el buzamiento		Excav. Contra el buzamiento				
Buz.	Buz.	Buz.	Buz.	Buz.	Buz.	
45°- 90°	20°- 45°	45°-90°	20°- 45°	45°- 90°	20°- 45°	
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

Tabla 15. Valoración de la orientación de las discontinuidades

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

Tabla 16. Calidad del macizo rocoso con relación al índice RMR.

Clase	Calidad	RMR
I	Muy buena	81-100
II	Buena	61-80
III	Regular	41-60
IV	Mala	21-40
V	Muy mala	0-20

Fuente: Grupo de investigación en geología aplicada (GIGA)

Según Sedano, J y Quispe, Y. (2012), el RMR permite la obtención de la cohesión y ángulo de fricción, parámetros resistentes del criterio de Mohr-Coulomb. En las siguientes ecuaciones se muestran las relaciones entre RMR y los parámetros resistentes (p. 21).

$$\Phi = 5 + \frac{RMR}{2} \dots \dots \dots (4)$$

Donde Φ es el ángulo de fricción.

2.5.4.2. ÍNDICE DE FUERZA GEOLÓGICO (GSI)

Según Hoek, (1995) presentados el índice de fuerza geológico, más completo a su criterio de falla de la roca generalizado y la manera de estimar los parámetros s , a y m_b . Este GSI estima la reducción de la fuerza de la masa rocosa para diversas condiciones geológicas. Se

muestra a tres maneras diferentes de calcular el GSI. (Ramirez Uyanguren & Alejano, 2004, pág. 165)

a. Usando el grado de la masa rocosa para masas de roca de una mejor calidad

Para relacionarlo el GSI y el RMR89 de Bieniawski, el RMR89 debe ser mayor a 23, entonces el $GSI=RMR89'-5$, para esto se asignó un valor de 15 al parámetro que representa al agua y de cero al de orientación de discontinuidades. (Belandria & Bongiorno, 2012)

$$GSI = RMR89 - 5 \dots \dots \dots (1)$$

b. Usando el sistema Q

Desarrollado por Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. (1988) para estimar el valor de GSI utilizando esta clasificación geomecánica, se deben usar el RQD (Rock Quality Designation), el número del sistema de juntas (J_n), el número de la rugosidad de las Juntas (J_r) y el número de alteración de las Junta (J_a), el factor de reducción de agua en la junta se reduce (J_w) y el factor de la reducción de tensión (SRF) se deben fijar a 1, calculándose el índice de calidad tunelera modificada (Q') a partir de: (Belandria & Bongiorno, 2012).

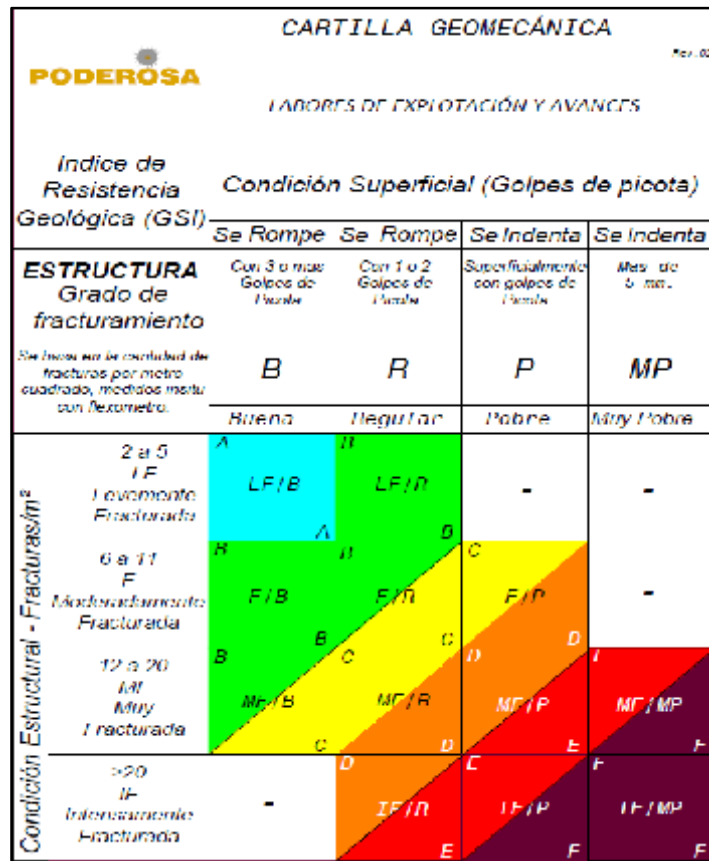
Para todos los valores Q:

$$GSI=9\ln Q'+44 \dots \dots \dots (2)$$

c. Usando su propia clasificación GSI (Geological Strength Index)

Según (Ramirez Uyanguren & Alejano, 2004, pág. 165). “la clasificación GSI se basa en una observación cuidadosa del macizo rocoso y, por consiguiente, es esencialmente cualitativa. Este índice incorpora la estructura de este y las características geomecánicas de las superficies de discontinuidades existentes en él y se obtiene a partir de un examen visual del macizo rocoso en afloramientos y sondeos. El GSI combina los dos aspectos fundamentales del comportamiento de los macizos rocosos, es decir: su fracturación, o sea, el tamaño y forma de los bloques, y la resistencia al corte de las discontinuidades”

Figura 5. Índice de Resistencia Geológica (GSI)

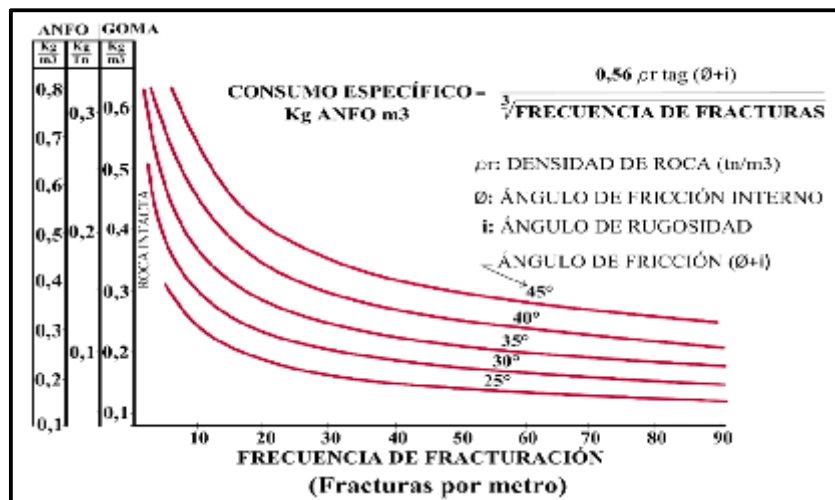


Fuente: Aria de Geomecanica Cia Minera Poderosa S.A

2.5.4.3. PROPUESTA DE ASHBY (1977)

Ashby en el año 1977 hizo un intento por considerar las discontinuidades estructurales en el sistema de diseño de las voladuras, la ecuación relaciona la frecuencia de fracturas y la resistencia al cizallamiento de estas con el consumo específico de explosivo.

Figura 6. Frecuencia de fracturación y consumo específico de explosivo



Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

2.5.4.3.1. ADAPTACIÓN DE LOS ÍNDICES GSI, RMR Y RQD EN LA ECUACIÓN DE ASHBY

La propuesta de Ashby correlaciona parámetros geomecánicas que en esta investigación hemos modificado algunos términos para el uso directo de índices RMR, GSI y RQD que en la actualidad estos indicadores son parte de la geomecánica moderna, pues el de estos índices es universal en toda minería nacional como internacional y además de usarse para ejecutar obras subterráneas.

2.5.4.3.2. LA ECUACIÓN DE ASHBY

$$C. E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia fracturas } (Jv)}} \dots \dots \dots (9)$$

Dónde:

C.E: Consumo específico de explosivo (kg /m³)

ρ_r : Densidad de la roca (ton/m³)

φ : Angulo de fricción interno

i: Angulo de rugosidad

Paso 1.

Se sabe que: $\varphi + i = \text{ángulo de fricción del macizo } (\Phi)$

Ahora la ecuación será de la siguiente forma:

$$C. E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\Phi)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia fracturas } (Jv)}} \dots \dots \dots (10)$$

Ahora tomamos la

$$\Phi = 5 + \frac{RMR}{2}$$

Reemplazamos en la ecuación de Ashby tenemos:

$$C. E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(5 + \frac{RMR}{2})}{\sqrt[3]{\text{frecuencia fracturas } (Jv)}} \dots \dots \dots (11)$$

Paso 2.

Según Palmstrom (1974).

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Despejando la ecuación tenemos:

$$J_v = \frac{115 - RQD}{3.3} \dots \dots \dots (12)$$

Entonces reemplazamos en la ecuación de Ashby y tendremos la ecuación final.

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(5 + \frac{RMR}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \dots \dots \dots (13)$$

Pero si en caso se quisiera expresar esta ecuación en términos del índice GSI, será de la siguiente manera.

$$GSI = RMR - 5 \dots \dots \dots (14)$$

$$RMR = GSI + 5$$

Reemplazando en la ecuación tenemos:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\frac{GSI+15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \dots \dots \dots (15)$$

Donde C.E sigue siendo el consumo específico de explosivo (Kg/m³).

2.5.4.4. CONSTANTE DE ROCA SUECA” PROPUESTA POR LANGEFORS

Sedano, J y Quispe, Y. (2012) la constante de roca “c” se calcula de acuerdo con la ecuación:

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052 \dots \dots \dots (13)$$

2.5.5. PERFORACIÓN DE ROCAS

El principio de la perforación es efectuar golpes continuos con filos cortantes en un extremo de mayor dureza que la roca; y en el otro extremo es golpeado y girado en forma continua, de tal manera que cada golpe produce un corte en la roca en diferente posición, el resultado final será la perforación de un taladro cuyo diámetro será igual al diámetro del filo cortante usado (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003).

2.5.5.1. TIPOS DE PERFORACIÓN

2.5.5.1.1. PERFORACIÓN POR PERCUSIÓN

Según Artigas y María (2011), el componente fundamental de la perforadora es el pistón, el cual empujando hacia adelante golpea la culata de la barra, de modo que la energía cinética del pistón se transmite desde el martillo hasta el elemento de corte de la barra de perforación a través del varillaje, en forma de onda de choque. El desplazamiento de onda se realiza a alta velocidad y la forma depende de las características del diseño de pistón.

La onda de choque se desplaza hasta alcanzar la broca o elemento de corte de la barra de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje, produciendo calor y desgaste de las roscas. La medición de la eficiencia en la transmisión de la energía es muy difícil y depende de varios factores, tales como: el tipo de roca, la forma y dimensiones del pistón, las características del varillaje, el diseño de la broca, etc.

2.5.5.1.2. PERFORACIÓN POR ROTACIÓN

Según López y Pernía (2003), la perforación por rotación realiza dos acciones básicas por medio de la broca a la roca: empuje axial y torque; la energía se transmite a la broca a través de un tubo de perforación que gira y presiona las brocas contra las rocas. Los elementos cortantes de las brocas generan una presión sobre la roca que llega a producir la rotura de la misma, tiene como misión hacer que la broca actúe sobre distintos puntos de la roca en el fondo del barreno (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, pág. 7)

2.5.5.1.3. PERFORACIÓN POR ROTOPERCUSIÓN

El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil (barra) que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (broca). Los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos según donde se encuentre colocado el martillo: (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003, pág. 8)

La perforación por rotoperCUSión se basa en la combinación de las siguientes acciones: percusión y rotación. La percusión se basa en los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo de fondo). Mientras que la rotación consiste en hacer girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, pág. 8)

Martillo en cabeza. En estas perforadoras dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la broca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.

Martillo en fondo. La percusión se realiza directamente sobre la broca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento del pistón se lleva a cabo neumáticamente mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica.

Las ventajas principales, que presentan la perforación rotoperCUSivos son:

- Es aplicable a todos los tipos de rocas, desde blandas a duras.
- La gama de diámetros de perforación es amplia.
- Los equipos son versátiles, pues se adaptan bien a diferentes trabajos.
- Necesitan un solo hombre para su manejo y operación.
- El mantenimiento es fácil y rápido.
- El precio de adquisición no es elevado.

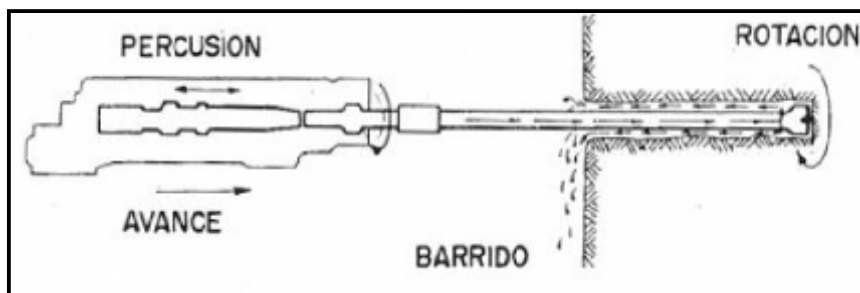
Percusión: Los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo).

Rotación: Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.

Empuje: Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación.

Barrido: El fluido de barrido permite extraer el detritus del fondo del barreno.

Figura 7. Acciones básicas en la perforación rotopercusión.



Fuente: López Jimeno carlós ramón, 2005.

2.5.5.2. PERFORADORAS JACK LEG (RNP-MÉXICO)

Perforadora con barra de avance que puede ser usada para realizar taladros horizontales e inclinados, se usa mayormente para la construcción de galerías, subniveles, Rampas y tajeos en minería convencional.

Tabla 17. Especificaciones técnicas de las perforadoras Jackleg utilizadas en Mina Santa María

Jackleg RNP – 250X		
Especificaciones	US/IPM	Métrico
Diámetro del cilindro	3.125 Pulg.	79.4 mm
Carrera del pistón	2.875 Pulg.	73.25 mm
Frecuencia de impacto	2250 gpm	2250 gpm
Longitud de la perforadora	27.00Pulg	686.00 mm
Peso de la perforadora	111.11 Lb	50.4 kg
Longitud de pie de avance contraído	73 Pulg.	1854 mm
Longitud de pie de avance extendido	128 Pulg.	3250 mm
Consumo de aire (90 PSI)	170 cfm	80.21 lts/seg
Tamaño de barrena (estándar)	7/8 * 4 1/4Pulg	22 * 108 mm
Revoluciones	225 RPM	225 RPM

Fuente: RNP México

2.5.5.2.1. PARTES PRINCIPALES DE UNA MÁQUINA PERFORADORA

JACKLEG RNP

Toda máquina perforadora se divide en tres partes principales: Frontal, cilindro y Cabezal; estas tres partes van unidas entre sí por medio de dos pernos largos con tuercas llamados tirantes.

2.5.5.2.2. ACCESORIOS DE PERFORACIÓN

Brocas: Son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistentes a la abrasión (Carburo de tungsteno).

Figura 8. Brocas de perforación



Fuente: Elaboración propia

Barras o Barrenos: Son varillas o tubos de acero que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc. y su acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc. (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003)

2.5.5.3. PERFORACIÓN EN MALLA MARCADA CON PERFORADORAS JACK

LEG RNP-250X

Malla de perforación: Son líneas de pintura cuadrículadas ya pre calculado, que se marca en un frente para guiar al perforista. Cada tipo de roca tiene sus tipos de malla estandarizada

con la cual se puede hacer el diseño de la malla, todas las mallas siempre en el techo tienen taladros de alivio para que la labor tenga acabado arqueado para un mejor control del terreno.

Pasos para marcar una malla de perforación:

Figura 9. Pintado de malla de perforación



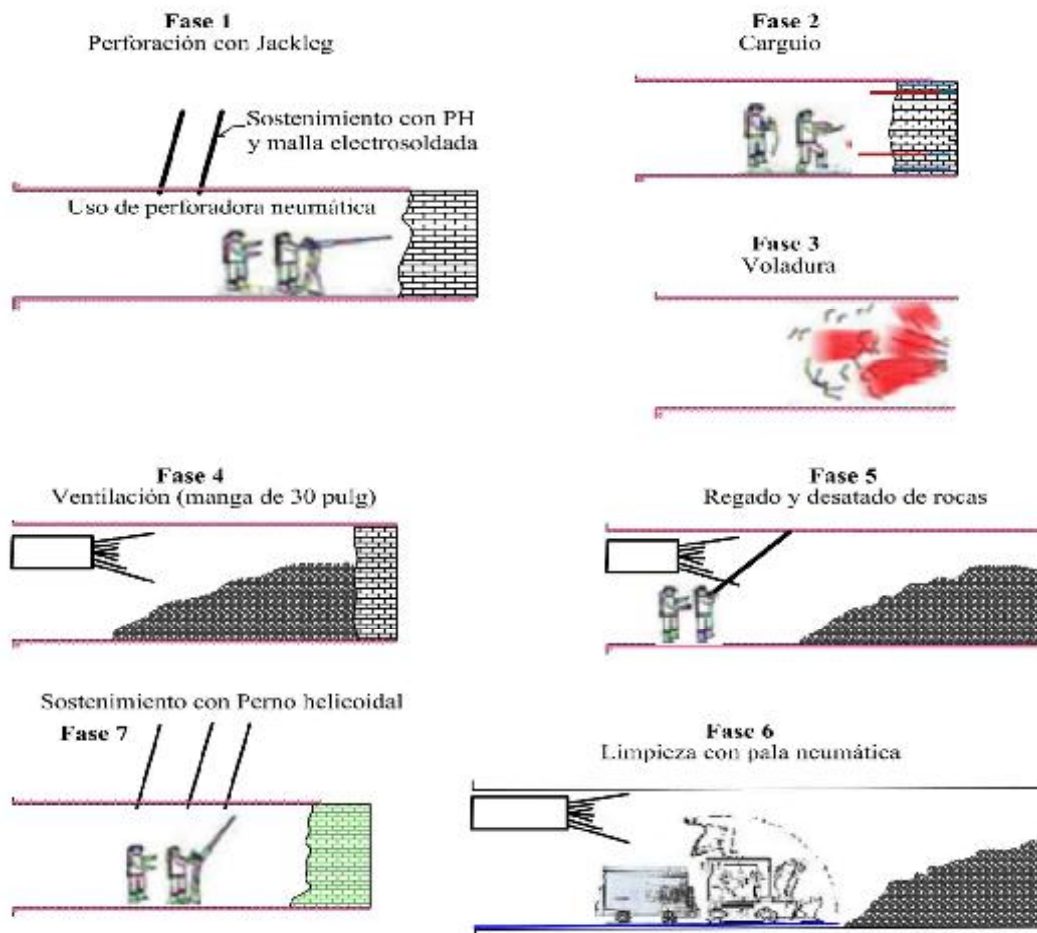
Fuente: Elaboración propia

Pasos para marcar una malla de perforación:

- Los topógrafos deben darnos dos puntos de dirección y la línea de gradiente.
- Esas líneas de rumbo y de piso nos permiten avanzar una labor de una sola cara libre, de forma recta y de la dimensión correctas.
- Se proyecta y se pinta las líneas de rumbo y gradiente hacia el frente de perforación.
- Se pinta la sección típica del frente.
- Se determina la ubicación del arranque de la malla de perforación.
- De acuerdo con el estándar de burden y espaciamiento se grafica la malla de perforación en el frente de la labor

- c. **Limpieza:** Para realizar la limpieza del material volado se utiliza Palas neumáticas de 1.8 m³
- d. **Sostenimiento:** Para realizar el sostenimiento con perno helicoidal, se utilizan perforadoras Jackleg y para ganar altura plataformas de perforación.

Figura 11. Ciclo de minado utilizando perforadoras Jack Leg



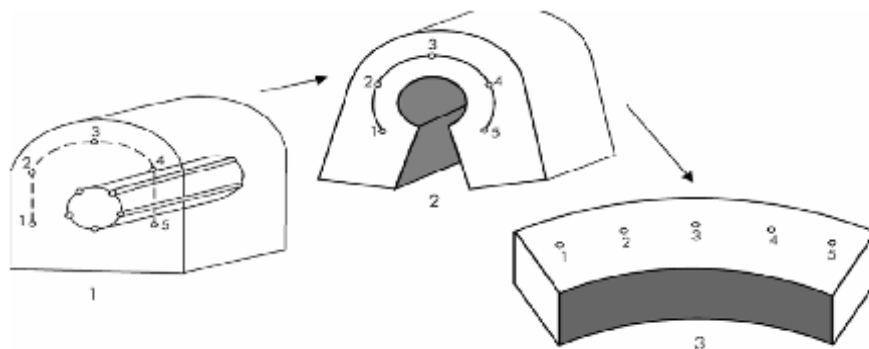
Fuente: Elaboración propia

2.5.6. TRAZOS DE ARRANQUE

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

La profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo. Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d). (Exsa, 2001).

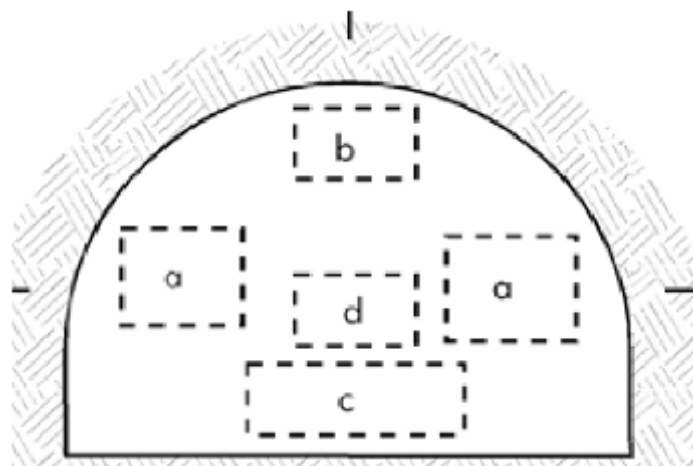
Figura 12. Formación de la cavidad de un frente



Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001

Los métodos de corte corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal y cortes con taladros en paralelo.

Figura 13. Ubicación del arranque



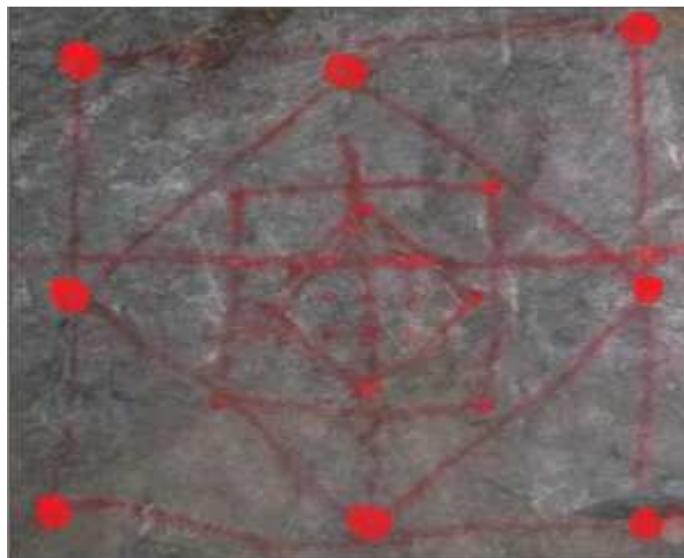
Fuente: Manual práctico de voladura Exsa 2001

a. Perforación de arranque

Dentro de la gama existente de arranques, se considerará el análisis de la denominada técnica sueca, la cual consiste básicamente en perforar todos los taladros que conforma el diagrama de disparo en forma paralela, además de la incorporación de 1 o más taladros de mayor diámetro que son los que constituyen la generación de la primera cara libre.

El diseño del arranque consiste en la perforación de 3 o 4 cuadrantes, los cuales tienen 4 perforaciones en sus vértices, que son los encargados de quebrar y posteriormente proyectar la roca. (Exsa)

Figura 14. Pintado de malla de perforación arranque



Fuente: Elaboración propia

b. Arranque de Calidad

Para perforar un arranque de calidad se necesita usar 3 atacadores como mínimo para mantener el paralelismo óptimo y equidistancia entre los taladros de arranque y habilidad del perforista. Se necesita más o menos 14 taladros incluidos los taladros de alivio y primera y segunda ayuda de arranque. Hay como 80 tipos de arranque, todo depende del tipo de roca y habilidad del perforista; hay arranque para terreno suave, mediano y duro.

Figura 15. Paralelismo y equidistancia del arranque



Fuente: Elaboración propia

Figura 16. Tacos de disparos fallados



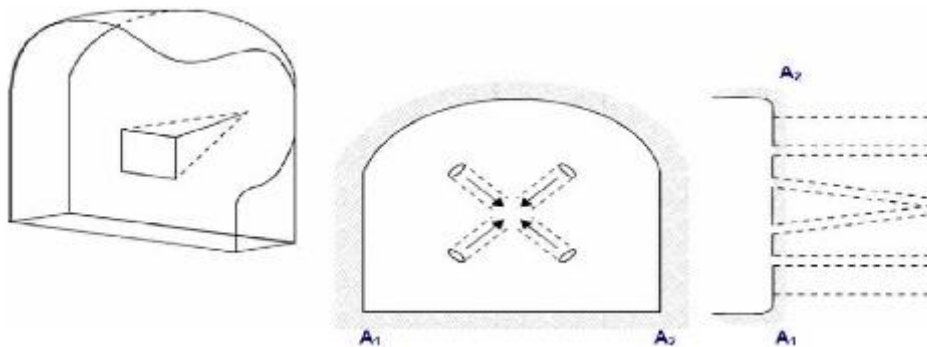
Fuente: Elaboración propia

2.5.6.1. TIPOS DE ARRANQUE

a. Corte en pirámide (Centre cut)

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar de modo que su disparo instantáneo creara una cavidad piramidal. (Exsa, 2002, pág. 178)

Figura 17. Corte en pirámide o diamante

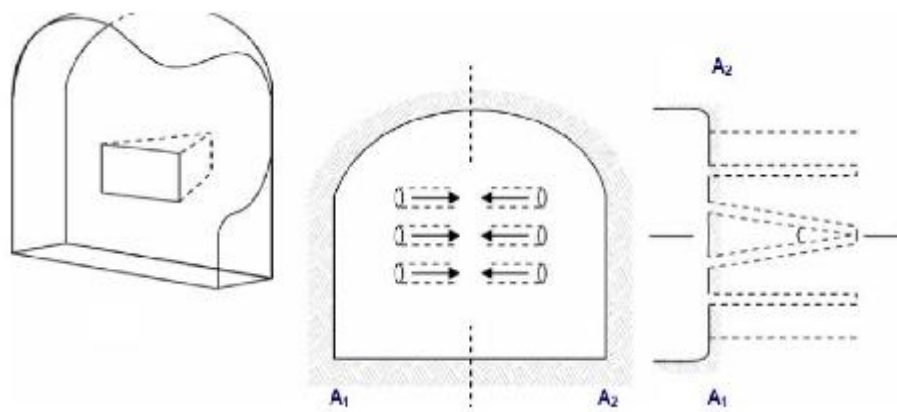


Fuente: Manual práctico de voladura Exsa

b. Corte en cuña o en "V" (wedge cut)

Comprende a cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto), de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña o “trozo de pastel”. Es de ejecución más fácil, aunque de corto avance especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación. La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60° a 70° . Es más efectivo en rocas suaves a intermedia. (Exsa, 2002, pág. 179)

Figura 18. Corte en cuña o en V

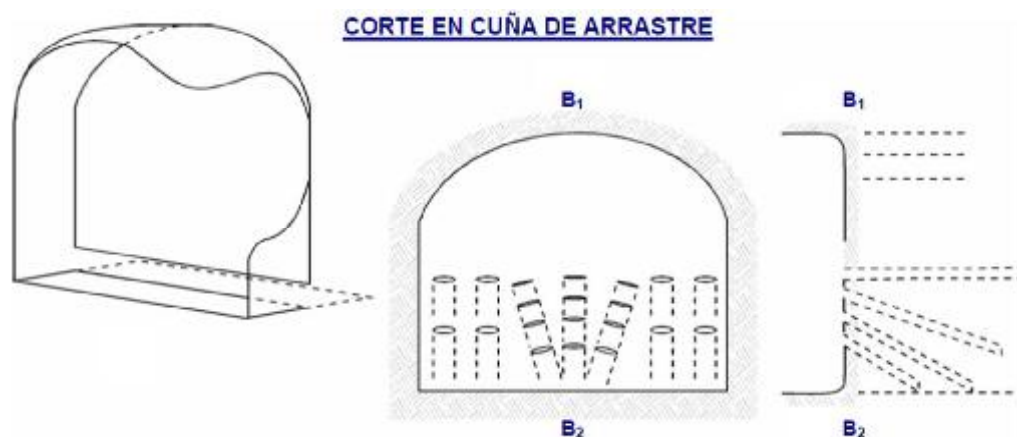


Fuente: Manual práctico de voladura Exsa.

c. Corte en cuña de arrastre (Drag o draw cut)

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles más en galerías en mantos de roca suave. (Exsa, 2002, pág. 179)

Figura 19. Corte en cuña de arrastre



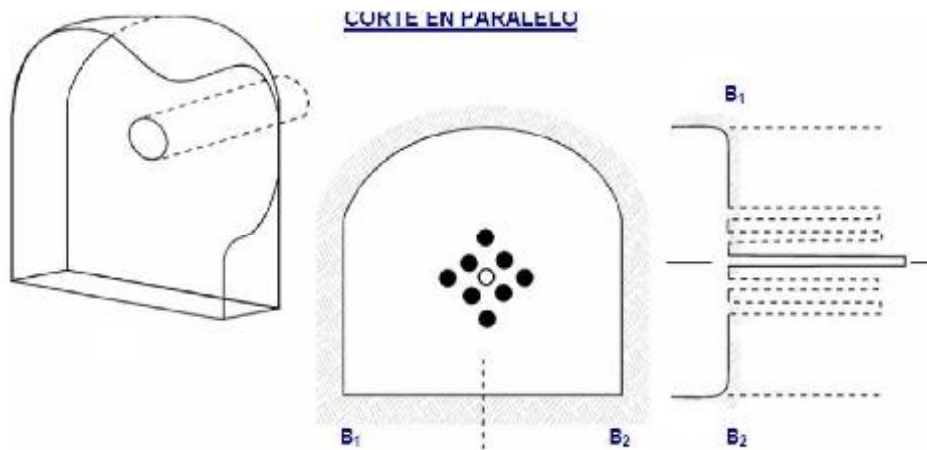
Fuente: Manual práctico de voladura Exsa

d. Corte en paralelo

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

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados. (Exsa, 2002, pág. 181)

Figura 20. Corte en paralelo



Fuente: Manual práctico de voladura Exsa

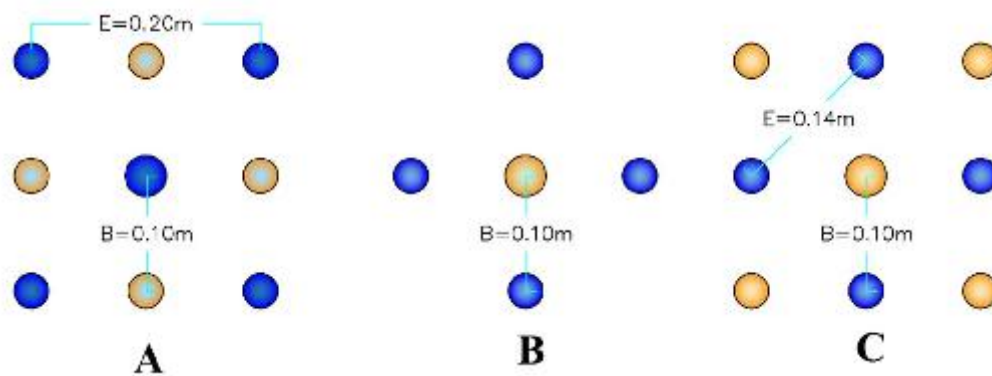
Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

✓ Corte quemado

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

Exsa, (2002) Sostiene que los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sintetiza en la parte profunda de la excavación (corte). Esto no permite las condiciones óptimas para la salida del arranque. Los avances son reducidos y no van más allá de 2.50 m por disparo. Lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados (Exsa, pág. 181).

Figura 21. Ejemplos de arranques con corte quemado



Fuente: Manual Práctico de Voladura de Exsa

✓ Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que incluye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado (Exsa, 2002, pág. 182).

2.5.7. DISTRIBUCIÓN Y DENOMINACIÓN DE TALADROS

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de estos presenta numerosas alternativas, de acuerdo con la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo.

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue.

a. Taladros de arranque

La función del arranque es formar la primera cavidad en el frente cerrado de una galería, creando así una segunda cara libre para la salida de los demás taladros, transformándose en un banco anular. El arranque requiere en promedio 1.3 a 1.5 veces más de carga por taladro para desplazar el material triturado, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome). (Exsa, 2002) (Fernández Sotelo, 2012).

b. Taladros de ayuda

Son los taladros que rodean a los de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial de acuerdo con las dimensiones del frente varían en número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

c. Taladros cuadradores

Son taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

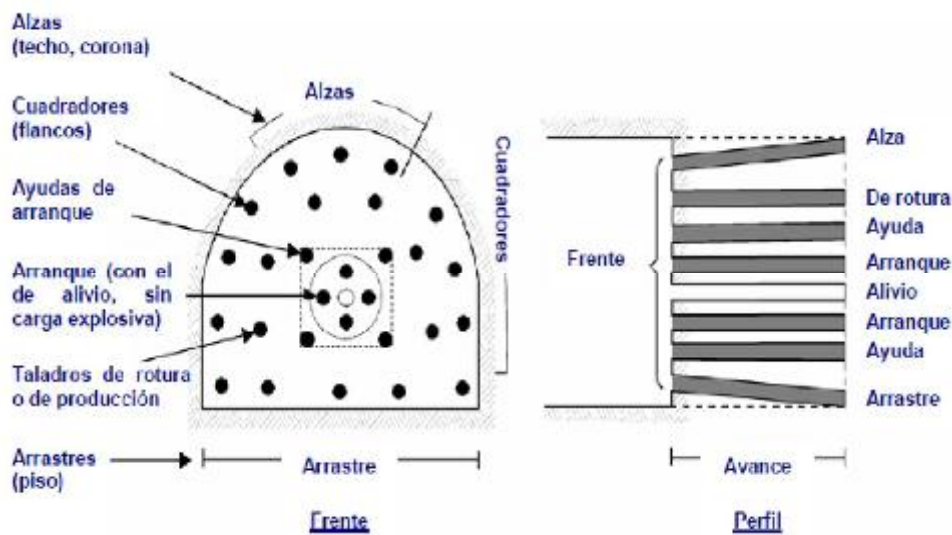
d. Taladros de corona

Son los que dan forma al techo o bóveda del túnel. También se les denomina taladros de la corona en voladura de recorte o smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda.

e. Taladros de arrastre o piso

Son los que corresponden al piso del túnel o galería se disparan al final de toda la ronda.

Figura 22. Denominación de los taladros



Fuente: Manual práctico de voladura Exsa 2001

2.5.8. CONDICIONES DE PERFORACIÓN

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad. (Exsa, 2002)

A. Diámetro

Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general, el de “menor diámetro factible” será el más adecuado y económico de realizar (Exsa, 2002)

B. Longitud

Influye mucho en la elección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro). (Exsa, 2002)

C. Rectitud

Varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido.

En la mayoría de los trazos de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura. (Exsa, 2002)

D. Estabilidad

Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlos interiormente con tubos especiales para poderlos cargar (casing) o hacer otro taladro adyacente al obturado. (Exsa, 2002)

E. Velocidad de la penetración y barrido

La velocidad de penetración no solamente depende de la aplicación de fuerza; también depende del barrido o limpieza de los detritos del taladro con aire comprimido y/o con agua a presión.

La lubricación del sistema varillaje-broca es fundamental, ya que cada máquina tiene su propio sistema, sea con agua, aire o ambos, con pulverización o nebulización de aceite.

La dureza y agresividad de la roca son factores importantes para determinar qué medio de perforación emplear: rotación simple o roto percusión.

F. Condiciones geológicas

Estructura: Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc.).

Grado de fisuramiento: Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

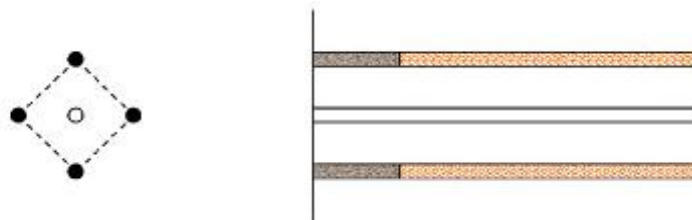
Presencia de agua: Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

2.5.9. ERRORES Y DEFECTOS EN LA PERFORACIÓN

Exsa (2002), indica que los errores más significativos, especialmente que afectan al arranque del disparo tenemos:

a. En arranques Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio

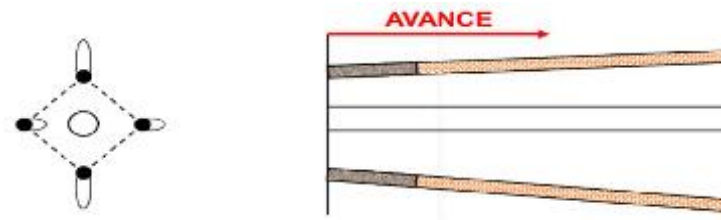
Figura 23. Insuficiente número de taladros de alivio.



Fuente: Exsa, 2003

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

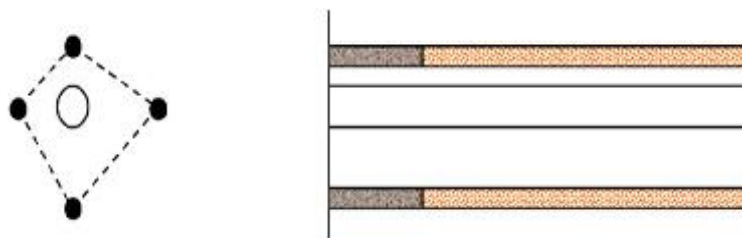
Figura 24. Desviaciones en el paralelismo



Fuente: Exsa, 2003

- c. **Espaciamientos irregulares entre taladros.** Propician fragmentación gruesa o sople del explosivo.

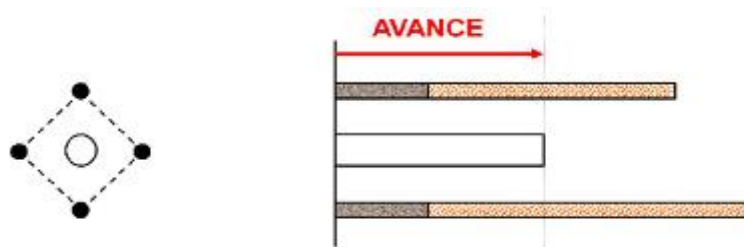
Figura 25. Espaciamientos irregulares entre taladros



Fuente: Exsa, 2003

- d. **La irregular longitud de taladros.** Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.

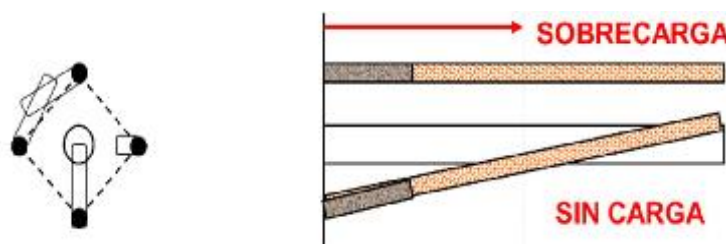
Figura 26. Irregular longitud de taladros.



Fuente: Exsa,2003

- e. **Intercepción de taladros.** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

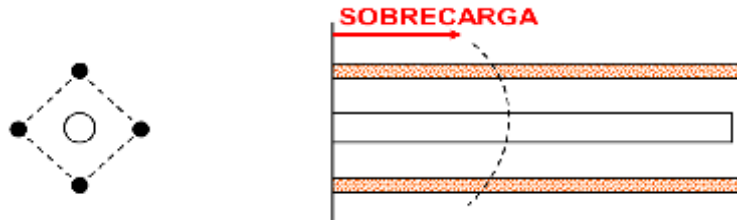
Figura 27. Intercepción de taladros



Fuente: Exsa, 2003

- f. **Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes;** pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

Figura 28. Sobrecarga excesiva.



Fuente: Exsa, 2003

2.5.10. OPTIMIZACIÓN

“La optimización consiste en la selección de una alternativa mejor de la que ya existe con posibles cambios. Las variaciones de cambio están sujetas a los cálculos matemáticos como maximizar y minimizar una variable independiente intentando aportar respuestas a un tipo general del problema con el objetivo de seleccionar el mejor elemento”. (Music Garrido, 2007, pág. 43)

2.5.10.1. OPTIMIZACIÓN DE AVANCE LINEAL

La optimización de avance lineal es posible mediante el incremento del rendimiento en la perforación y voladura, lo que se puede lograr, depende mucho de la habilidad del perforista y el paralelismo de los taladros, en algunos arranques la sección del frente, en este caso el ancho de la sección limita, en otras palabras la profundidad máxima de voladura que se puede conseguir en un frente con un solo disparo, será igual al ancho de la galería, cortada, etc. (Sánchez Villarreal, 2012, pág. 64)

Para optimizar el avance lineal se debe hacer seguimiento a los siguientes factores:

- Control y supervisión de las operaciones unitarias de perforación y voladura.
- Cumplimiento del diseño de malla de perforación para cada tipo de roca.
- Delineamiento de la malla de perforación de acuerdo con el espaciamiento y al burden establecido.

- Modo de perforación, paralelismo entre taladros perforados y con la estructura mineralizada.
- Carguío correcto de los taladros.
- Distribución de la carga explosiva adecuada según el tipo de roca.

2.5.11. CALCULO DE PARAMETROS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

2.5.11.1. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN CON ARRANQUE CORTE QUEMADO Y CÁLCULO DE VOLADURA SEGÚN EL ALGORITMO DE HOLMBERG

- **Avance por Disparo**

Lopez Jimeno y Pernia Llera (2003), indica el avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances lineales medios “x” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L” (pág. 310)

$$X = 0.95 * L \dots \dots \dots (7)$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0.15 + 34.1 * \varnothing_2 - 39.4 * \varnothing_2^2 \dots \dots \dots (8)$$

Dónde:

\varnothing_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

Según Lopez Jimeno y Pernia Llera (2003), sostiene que cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$\varnothing_2 = \varnothing_1 * \sqrt{Nb} \dots \dots \dots (9)$$

Dónde:

\emptyset_1 : Diámetro del taladro vacío de menor diámetro.

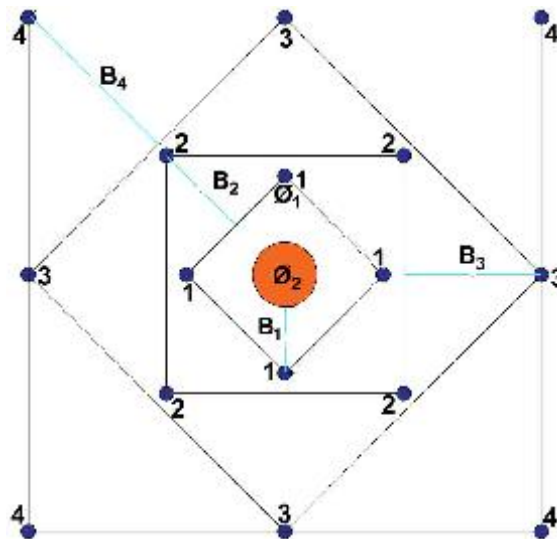
\emptyset_2 : Diámetro del taladro vacío equivalente.

2.5.11.2. CÁLCULO DE ARRANQUE DE CUATRO SECCIONES

2.5.11.2.1. CALCULO DEL BURDEN EN LA PRIMERA SECCIÓN

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros paralelos se indica en la figura 30. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección no debe exceder de $1.7\emptyset_2$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío

Figura 29. Arranque de cuatro secciones

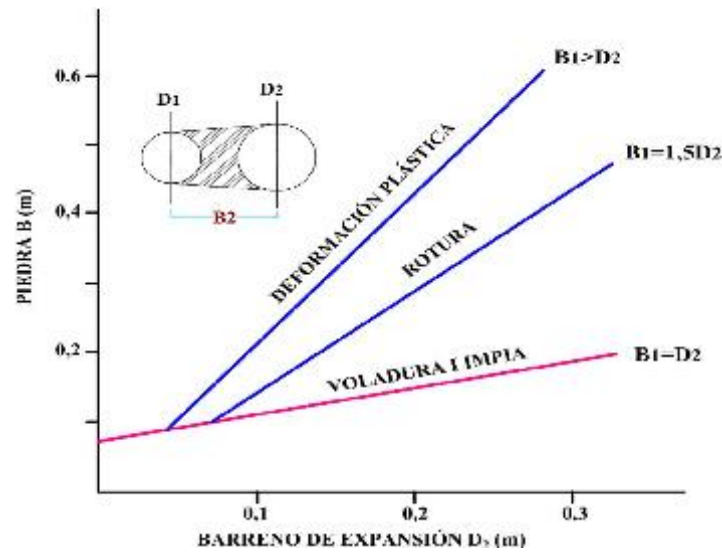


Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

Según López Jimeno y Pernía Llera (2003), para los burden mayores $2\emptyset_2$ el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a \emptyset_2 concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de: (pág. 310)

$$B_1 = 1.7 * \emptyset_2 \dots \dots \dots (10)$$

Figura 30. Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos



Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

Desviación total en la perforación

$$R = \sqrt{(1 + 1.3 * L^2 + 0.64 * L^3)} \dots \dots \dots (11)$$

Avance medio de la desviación

$$\Phi = \frac{R}{L} \dots \dots \dots (12)$$

López Jimeno y Pernía Llera (2003), hace mención que la condición para que se cumpla un avance del 95%: $\Phi \leq 2 \text{cm/m}$, cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de: (pág. 310)

$$B_1 = 1.7 * \varnothing_2 \dots \dots \dots (13)$$

$$B_{1P} = B_1 - EP = 1.7 * \varnothing_2 - (\alpha * L + \epsilon) \dots \dots \dots (14)$$

Dónde:

B₁: Burden del primer cuadrante

E_P: Error de perforación (m).

α: Desviación angular (mm/m)= 0.01 m

L: Profundidad de los taladros (m).

ε: Error de emboquille (m)=0.02m

Dónde:

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

$$q_1 = 55 * \emptyset_1 * \sqrt{\left(\frac{B}{\emptyset_2}\right)^3} * \left(B - \frac{\emptyset_2}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right) \dots (15)$$

Dónde:

q_1 : Concentración lineal de carga (kg/m)

\emptyset_1 : Diámetro de perforación (m)

\emptyset_2 : Diámetro del taladro vacío (m)

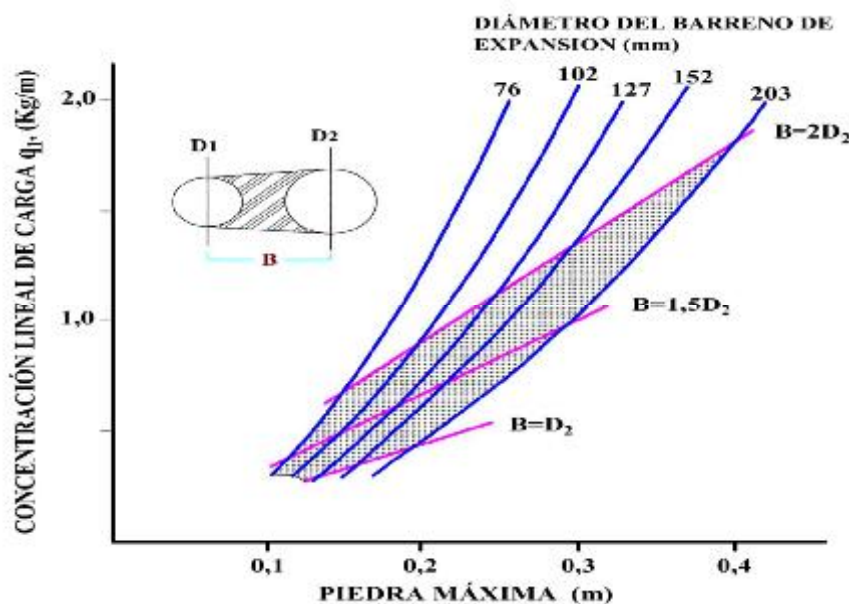
B: Burden

c: Constante de roca

RWS: Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

(Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003) sustenta que frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que, para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión del burden a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo (pág. 311).

Figura 31. Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca



Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

Espaciamiento entre taladros

$$S_1 = B_{1P} * \sqrt{2} \dots \dots \dots (16)$$

Donde:

B_{1p} : Burden práctico 1 (m).

Longitud de taco

$$T_1 = 10 * \phi_1 \dots \dots \dots (17)$$

Número de taladros en el primer cuadrángulo

$$N^\circ = \frac{(L - T_1)}{L_{cart.}} \dots \dots \dots (18)$$

Carga de explosivo por taladro

$$Q_t = (L - T) * q_1 \dots \dots \dots (19)$$

2.5.11.2.2. CALCULO DEL BURDEN EN LA SEGUNDA SECCIÓN

Según (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003), sustenta para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura A_h y que se conocen las concentraciones lineales de carga q_1 el valor del burden se calculará a partir de: (pág. 311)

$$B_2 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h1}' * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * c}} \dots \dots \dots (20)$$

Cuando existe un error de perforación la apertura rectangular “ A_2 ” difiere de la distancia entre taladros A_2' de la primera sección por lo que:

Apertura rectangular segunda sección

$$A_{h1} = \sqrt{2} * (B_1 - Ep) \dots \dots \dots (21)$$

Y substituyendo este valor en la ecuación anterior resulta

Burden Máximo segunda sección

$$B_2 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * c}} \dots \dots \dots (22)$$

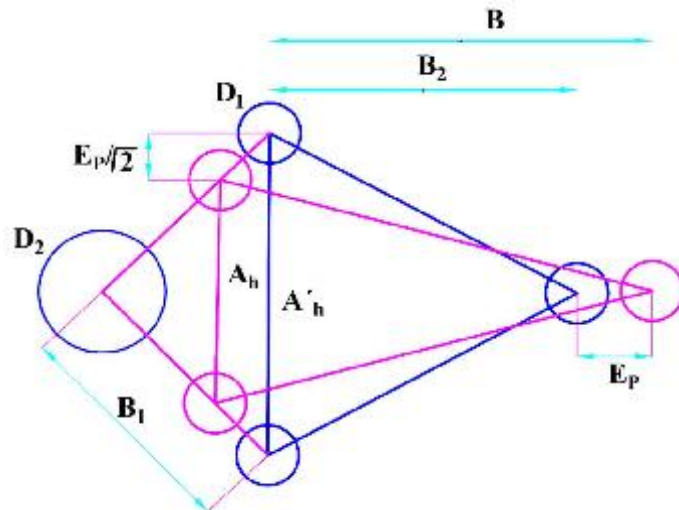
Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico.

$$B_{2p} = B_2 - E_p \dots \dots \dots (23)$$

Espaciamiento entre taladros

$$S_2 = \sqrt{2} * \left(B_{2p} + \frac{S_1}{2} \right) \dots \dots \dots (24)$$

Figura 32. Influencia en la desviación de los taladros



Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

Existen algunas restricciones en cuanto a B_{2p} ya que debe satisfacer: $B_{2p} \leq 2 E_2$

Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q_2 = \frac{540 * \phi_1 * c * A_h}{RWS_{ANFO}} \dots \dots \dots (25)$$

Según (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003) si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación. El ángulo de apertura debe ser también menor de 1,6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones.

Esto significa que:

$$B_{2p} > 0.5 * S_2 \dots \dots \dots (26)$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con $B_2 = 0,7 * B_1$ (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003, pág. 312)

$$B_2 = 0.7 * B_1 \dots \dots \dots (27)$$

Según (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003), una regla dada para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B no sea menor que la raíz cuadrada

del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección (pág. 312).

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T_1 = 10 * \phi_1 \dots \dots \dots (28)$$

2.5.11.2.3. CALCULO DEL BURDEN EN LA TERCERA SECCIÓN

Abertura rectangular

$$A_{h3} = \sqrt{2} * \left(B_{2p} + \frac{A_{h2}}{2} \right) \dots \dots \dots (29)$$

Burden máximo

$$B_3 = 8.8 * 10^{-2} * \frac{\sqrt{A_3 * q * RWS_{ANFO}}}{(\phi_1 * C)^{0.5}} \dots \dots \dots (30)$$

Burden Práctico

$$B_{3p} = (B_3 - E_p) \dots \dots \dots (31)$$

El burden práctico debe satisfacer: $B_{3p} \leq 2 * E_3$

Espaciamiento entre taladros

$$S_3 = \sqrt{2} * \left(B_{3p} + \frac{S_2}{2} \right) \dots \dots \dots (32)$$

2.5.11.2.4. CALCULO DEL BURDEN EN LA CUARTA SECCIÓN

Abertura rectangular

$$A_{h4} = \sqrt{2} * \left(B_{3p} + \frac{A_{h3}}{2} \right) \dots \dots \dots (33)$$

Burden Máximo

$$B_4 = 8.8 * 10^{-2} * \frac{\sqrt{A_{h3} * q * RWS_{ANFO}}}{(\phi_1 * C)^{0.5}} \dots \dots \dots (34)$$

Burden Práctico

$$B_{4p} = (B_4 - E_p) \dots \dots \dots (35)$$

El burden práctico debe satisfacer: $B_{4p} \leq 2 * E_4$

Espaciamiento entre taladros

$$S_4 = \sqrt{2} * \left(B_{4p} + \frac{S_3}{2} \right) \dots \dots \dots (36)$$

Si $B_4 \leq \sqrt{L}$, entonces no se necesitan más secciones.

2.5.11.2.5. CÁLCULO DE ARRASTRES

Según (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003) el burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo (pág. 313)

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{c * f \left(\frac{S}{b}\right)}} \dots \dots \dots (37)$$

Dónde:

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

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

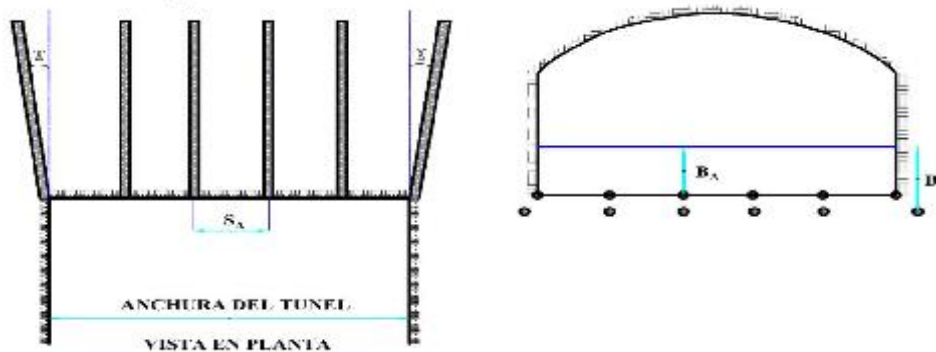
\hat{C} : Constante de roca corregida (KgTm³).

$\hat{c} = c + 0.05$ para burden ≥ 1.4 m

$\hat{c} = c + 0.007$ para burden < 1.4 m

(Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003) Sustenta para los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce γ o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo (Figura 18). Para un avance de 2.4 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo (pág. 313)

Figura 33. Geometría de los taladros de arrastres.



Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

El número de taladros en el arrastre está dado por:

$$N_t = \text{Numero entero} \left(\frac{W + 2 * L * \text{sen} \gamma}{B} + 2 \right) \dots \dots \dots (38)$$

Donde:

W = Ancho de la labor (m)

El espaciamiento de los taladros es calculado por la siguiente expresión:

$$S_a = \frac{W + 2 * L * \text{sen}\gamma}{N_{t-1}} \dots \dots \dots (39)$$

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S_{ae} = S_a - L * \text{sin}\gamma \dots \dots \dots (40)$$

El burden práctico B_{Ap} se obtiene a partir de:

$$B_{Ap} = B - L * \text{sin}\gamma - E_p \dots \dots \dots (41)$$

La longitud de carga de fondo L_f y de columna L_c debe ser:

$$L_f = 1.25 * B_{Ap} \dots \dots \dots (42)$$

$$L_c = (L - L_f) - 10 * \phi_1 \dots \dots \dots (43)$$

(Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003) Recomienda generalmente usar cargas de columna de 70% de la carga de fondo en la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición: $B \leq 0.6 L$ (pág. 314)

Taco en el arrastre:

$$T_A = 10 * \phi_1 \dots \dots \dots (44)$$

Cantidad de cartuchos en el arrastre:

$$N_t = \frac{(L - T_A) * (q_c + q_f)}{\text{PESO DEL CARTUCHO}} \dots \dots \dots (45)$$

2.5.11.2.6. CÁLCULO DE NÚCLEO

Según López Jimeno y Pernía Llera, (2003) sustenta que el método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamiento/ burden (Tabla 18).

Tabla 18. Factores de fijación y relación en el núcleo

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación "f"	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

Fuente: Manual P&V López Jimeno,2003

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

2.5.11.2.7. CÁLCULO DE CONTORNOS Y TECHO DE LA LABOR

(Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003), sustenta que en caso de que en la excavación no se utilice una voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores: (pág. 314).

Factor de fijación: $f = 1.2$

Relación: $S/B = 1.25$

Concentración de la carga de columna: $q_c = 0.5 * q_f$

Siendo q_f la concentración de carga de fondo.

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

$$S_c = K * \phi_1 \dots \dots \dots (46)$$

Dónde:

$K =$ constante [15,16]

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

Para calcular el burden en el contorno:

$S/B =$ Relación de espaciamiento/Burden debe ser 0.85.

$$B_c = \frac{S_c}{0.85} \dots \dots \dots (47)$$

Para calcular el burden práctico:

$$B_{cp} = B_c - L * \sin\gamma - E_p \dots \dots \dots (48)$$

Según (Lopez Jimeno. & Pernia Llera, 2003), la concentración de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación. Para taladros con un calibre inferior a los 150mm se emplea la ecuación: (pág. 314)

$$q = 90 * \phi_1^2 \dots \dots \dots (49)$$

Para calcular el número de taladros en contorno:

$$N_{tc} = \text{entero} \left(\frac{W + 2 * \sin\gamma - E_p}{S_c} + 2 \right) \dots \dots \dots (50)$$

Para calcular el espaciamiento práctico en el contorno:

$$S_{pc} = \frac{W + 2 * \sin\gamma - E_p}{N_t - 1} \dots\dots\dots (51)$$

Donde:

W: Ancho de la Sección de la labor (m)

2.5.12. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

EXPLOSIVOS: Un explosivo es una sustancia que genera una liberación violenta de energía contenida cuando es expuesta a un choque de calor o fricción, de los cuales sufre una repentina transformación, generando de forma inmediata gas, temperatura y presión, dando como resultado el aumento de su volumen hasta 10 o 15 mil veces su tamaño original.

2.5.12.1.1. SENSIBILIDAD

Es la característica que tiene un explosivo para propagar la reacción a todo lo largo de la carga, esta puede ser medida al determinar el diámetro crítico de un explosivo.

Por otro lado, la sensibilidad se puede expresar cómo la distancia máxima de separación (en centímetros) entre un cartucho cebado (iniciador) y uno sin cebar (receptor), donde la transferencia de la detonación ocurrirá. (Piñas Esteban, 2013, pág. 26)

2.5.12.1.2. RESISTENCIA AL AGUA

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características explosivas, esta resistencia se expresa en función del tiempo (horas) que el explosivo puede estar sumergido en agua y después aun pueda ser detonado manteniendo su potencia, velocidad, y simpatía. Varía de acuerdo con la composición del explosivo y generalmente en el caso de las dinamitas y gelatinas, está vinculada a la mayor proporción de nitroglicerina o aditivos que contengan, este último son más resistentes. (Piñas Esteban, 2013, pág. 27)

2.5.12.1.3. HUMOS

La detonación de todo explosivo produce vapor de agua, nitrógeno, dióxido de carbono, y eventualmente, sólidos y líquidos. El monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno son

los gases principales que se consideran en la catalogación de gases tóxicos. Al conjunto de todos esos productos resultantes se los designa como humos. (Piñas Esteban, 2013, pág. 28)

2.5.12.1.4. FLAMABILIDAD

Es la característica que tiene un explosivo para iniciar la reacción con facilidad a partir de una chispa, flama o fuego. Existen explosivos que explotan debido a una chispa mientras que otros pueden ser quemados y no detonan.

2.5.12.1.5. RESISTENCIA A LA TEMPERATURA

El desempeño de los explosivos puede ser afectado si se almacenan bajo temperaturas extremas, arriba de los 32.2 °C muchos compuestos se descomponen lentamente con desprendimientos de gases, aumentando poco a poco hasta que se produce una deflagración; mientras que con una temperatura inferior a 8 °C los explosivos que contienen nitroglicerina tienden a congelarse. (Piñas Esteban, 2013, pág. 28)

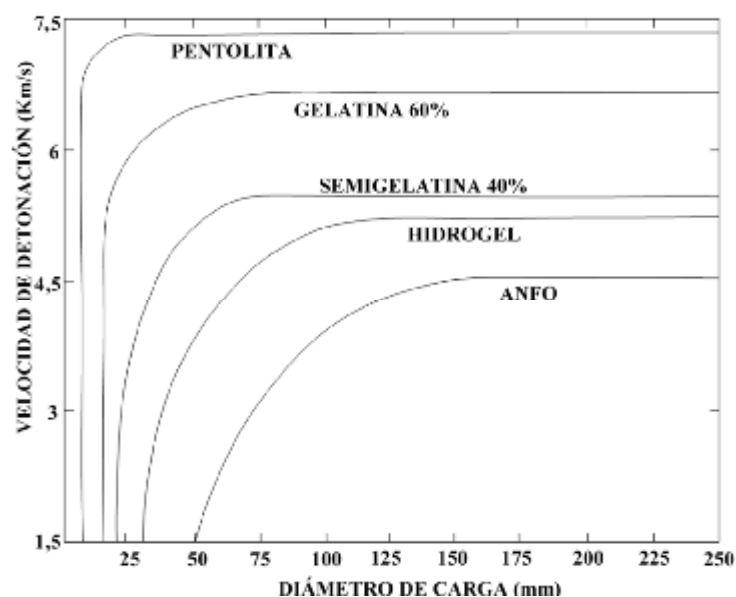
2.5.12.1.6. SENSIBILIDAD

Se define como la cantidad de energía que un explosivo requiere para detonar confiablemente; esto es conocido en ocasiones como los requerimientos mínimos de cebado. Muchos factores pueden influenciar la sensibilidad de un producto; así se puede reducirse debido a la presencia de agua en el barreno, diámetro inadecuado de la carga o por temperaturas extremas. (Sánchez Villarreal, 2012, pág. 32)

2.5.12.1.7. VELOCIDAD DE DETONACIÓN

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía; también se la puede definir como la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura. Esta velocidad tiene un rango que va de 1524 a 7620 m/s en los productos explosivos. La velocidad de detonación puede usarse como una herramienta para determinar la eficiencia de una reacción explosiva en el uso práctico. (Sánchez Villarreal, 2012, pág. 32)

Figura 34. Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación



Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

2.5.12.1.8. PRESIÓN DE DETONACIÓN

Esta característica se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo; está en función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación.

Los explosivos comerciales tienen una presión de detonación que varía entre 500 y 1,500 MPa. En rocas duras y competentes la fragmentación se realiza con mayor facilidad si se usa explosivos de alta presión de detonación, por la directa relación que existe entre esta variable y los mecanismos de rotura de la roca. (Sánchez Villarreal, 2012, pág. 33)

2.5.12.1.9. DENSIDAD

La densidad de los explosivos varía entre 0.80 y 1.60 gr/cm³, y al igual que la velocidad de detonación cuanto mayor es, más intenso es el efecto rompedor que genera.

En los agentes explosivos la densidad puede ser un factor crítico, pues si es muy baja se vuelven sensibles al cordón detonante que los comienza a iniciar antes de la detonación del cebo, o si es muy alta pueden hacerse insensibles y no detonar. (Sánchez Villarreal, 2012, pág. 33)

2.5.12.1.10. POTENCIA

Se refiere al contenido de energía de un explosivo que a su vez es la medida de la fuerza que puede desarrollar y su habilidad para hacer un trabajo. La potencia ha sido clasificada por varios fabricantes sobre la base de un peso o volumen igual, y comúnmente se les denomina potencia en peso y potencia en volumen. (Sánchez Villarreal, 2012, pág. 34)

2.5.12.2. CRITERIO DE SELECCIÓN DE EXPLOSIVO

La elección adecuada del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de voladura y por consiguiente del producto final a obtener. Los criterios más utilizados para una buena elección del explosivo son: precio del explosivo, diámetro de carga, características geomecánicas de la masa rocosa, volumen de roca a volar, presencia de agua en los barrenos, condiciones de seguridad, atmósferas explosivas y problemas de suministro. (Proaño Cadena, 2001, pág. 33).

2.5.12.2.1. PRECIO DEL EXPLOSIVO

Hay que elegir el explosivo más adecuado con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado.

No hay que olvidar que el objetivo de las voladuras es realizar el arranque con un costo mínimo, la perforación en rocas duras es una operación muy costosa se puede llegar a compensar con la utilización de explosivos de costos mínimos y más potentes

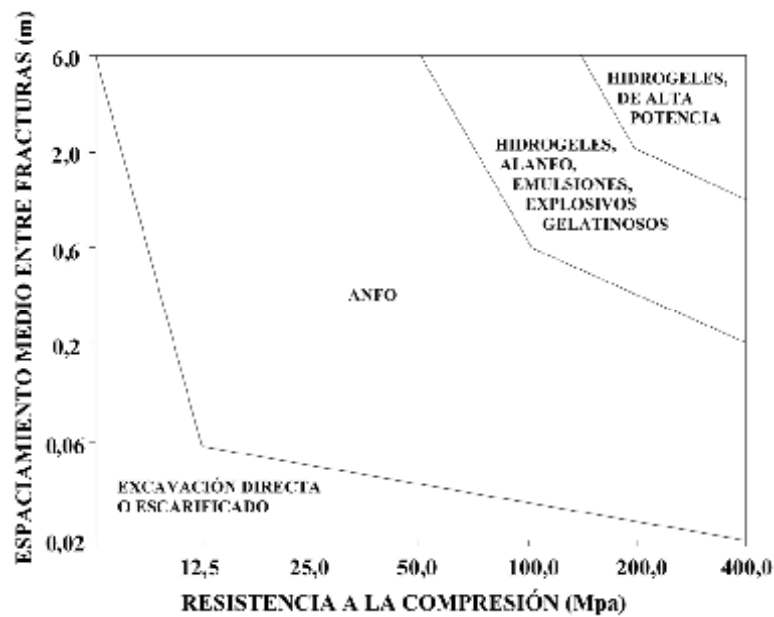
2.5.12.2.2. DIÁMETRO DE CARGA

Cuando se utilizan explosivos con una velocidad de detonación que varía con el diámetro, como es el caso del ANFO, hay que tomar en cuenta que con barrenos de diámetro inferior a 50 mm es preferible, a pesar del mayor precio, emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas.

2.5.12.2.3. CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso son el grupo más importante, no sólo por su influencia directa en los resultados de las voladuras sino por su interrelación con otras variables de diseño. (Proaño Cadena, 2001)

Figura 35. Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brady y Brown, 1985)



Fuente: Manual de P&V López Jimeno, 2003

2.5.12.2.4. VOLUMEN DE ROCA A VOLAR

Los volúmenes de excavación y ritmos de trabajo marcan el consumo de explosivos dentro de las operaciones de arranque.

En obras de mayor volumen las cantidades de explosivo se pueden llegar a aconsejar su utilización a granel con esto posibilitan la carga mecanizada y así se reduce los costos de mano de obra.

2.5.12.2.5. CONDICIONES ATMOSFÉRICAS

Las bajas temperaturas influyen en los explosivos que contienen nitroglicerina, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 80 C. Las altas temperaturas también generan inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso como es el caso de la exudación.

2.5.12.2.6. PRESENCIA DE AGUA

Si la afluencia de agua a los taladros impide el desagüe, se pueden utilizar explosivos como los hidrogeles y emulsiones a granel. Si la presencia de agua es pequeña, el Anfo triturado

se encartuchará dentro de fundas de plástico, alcanzándose densidades próximas a 1.1 g/cm³; el cebado deberá ser axial.

2.5.12.2.7. HUMOS

Muchos explosivos están preparados para tener un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, pero es inevitable la formación de humos nocivos con un cierto contenido en gases nitrosos y CO.

Los humos intervienen como criterio de elección en los trabajos subterráneos y el problema no es propio del explosivo si no que en muchas ocasiones suele ser un problema de insuficiencia en la ventilación.

2.5.12.2.8. CONDICIONES DE SEGURIDAD

Un punto de equilibrio a veces no es fácil de lograr en un explosivo, es el binomio sensibilidad-seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si en la pila de escombros queda por algún motivo restos de explosivo y es necesario el empleo de maquinaria pesada, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones, pero poseen un grado de sensibilidad adecuada para la iniciación. (Proaño Cadena, 2001)

2.5.13. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

a. Emulex 80%

Emulsión encartuchada formulada para ser utilizada en el carguío de taladros positivos por su excelente consistencia y, gracias a su alto poder rompedor, es apropiada para ser empleada como cebo o primera carga de columna en taladros de diámetros pequeños a intermedios en trabajos de minería subterránea, tajo abierto, obras civiles y canteras. Gracias a su excelente resistencia al agua puede ser utilizada en taladros húmedos e inundados ofreciendo buenos resultados de fragmentación. Dado el bajo nivel de gases que genera esta emulsión, reduce los tiempos muertos para reingreso a las operaciones. (Exsa., 2017).

Recomendaciones de uso

- Apropiado para ser usado en barrenos de gran profundidad.
- No abrir o amasar los cartuchos.

- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

b. Semexsa 65%

Dinamita desarrollada para minimizar los costos de chancado, así como los asociados a la realización de voladuras secundarias en terrenos de roca semidura a dura al proporcionar una buena fragmentación del macizo rocoso. Es ideal para el carguío de taladros en terrenos fracturados que presenten dificultad gracias a su excelente simpatía y sensibilidad que contribuyen a reducir los tiempos de manipulación y carguío del explosivo. (EXSA., 2017)

Tabla 19. Especificaciones técnicas

Descripción	Unid	Emulex			Semexsa			Exsa block
		80%	65%	45%	80%	65%	45%	
Densidad	g/cc	1.14	1.12	1.03	1.18	1.12	1.08	0.78
VDO	m/s	5000	5000	4500	4500	4200	3800	2000
Pres. detonación	Kbar	87	85	63	86	70	60	30
Energía	Kcal/Kg	1200	1100	700	1000	950	900	600
Vol. Normal de gases	Lt/Kg	830	910	930	916	932	939	
RWS_{ANFO}	%	132	121	77	110	104	99	
Resistencia al agua	Hora	72	72	72	12	6	4	

Fuente: Explosivos Exsa,2003

c. Carmex ensamblado

Descripción y composición. El Carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

El Carmex está compuesto por los siguientes componentes: un fulminante común n° 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción, que

viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la mecha rápida al conector para mecha rápida (Exsa., 2017).

Figura 36. Carmex ensamblado



Fuente: Explosivos Exsa

d. Detonador no eléctrico – Exsanel

Exsanel es el nuevo detonador no eléctrico, elaborado con componentes de la más alta calidad y con las especificaciones técnicas internacionales más exigentes. Usado para iniciar de forma precisa y segura los explosivos sensibles al detonador (altos explosivos). Exsanel está compuesto por un fulminante número 12, un tubo de choque de alta resistencia a la tracción y abrasión, un conector plástico resistente “J” y etiqueta. Cuenta con dos puntos de identificación (en el clip y en la etiqueta). (Exsa., 2017)

Tabla 20. Tiempos de retardo para frentes lineales

SERIE		Tiempo (MS)	
EXSANEL N° 1	25	EXSANEL N° 140	3800
EXSANEL N° 8	200	EXSANEL N° 180	4600
EXSANEL N° 16	400	EXSANEL N° 220	5500
EXSANEL N° 48	1200	EXSANEL N° 240	6400
EXSANEL N° 56	1400	EXSANEL N° 288	7400
EXSANEL N° 72	1800	EXSANEL N° 340	8500
EXSANEL N° 92	2400	EXSANEL N° 400	9600
EXSANEL N° 120	3000		

Fuente: www.exsa.com.pe

Figura 37. Detonador no eléctrico-Exsanel



Fuente: www.exsa.com.pe

e. Cordón detonante

El Cordón Detonante es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de pentrita PETN (penta-erythritol tetranitrate) que está recubierto con papel de características especiales, fibras sintéticas e hilos de algodón. Su cobertura exterior varía según el cordón sea simple o reforzado.

Se activa generalmente por medio de un fulminante común, eléctrico o no-eléctrico. El núcleo de explosivo detonará a una velocidad de 7 000 m/s aproximadamente, creando una onda de choque que permitirá activar explosivos sensibles a detonador. (EXSA., 2017)

f. Mecha rápida

La Mecha Rápida es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Este accesorio se usa complementariamente con la mecha de seguridad de determinada longitud, en cuyos extremos se encuentran fijados el fulminante simple y el conector de ignición.

En el momento de efectuar el circuito de conexión la Mecha Rápida se introduce en la ranura de los conectores y se asegura con el respectivo collar plástico incorporado. En estas condiciones la Mecha Rápida está lista para ser activada por medio de la llama de un fósforo u otro agente externo.

Figura 38. Mecha rápida de ignición



Fuente: www.exsa.com.pe

2.5.14. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución de una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra, tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla. (López, 2003).

2.5.14.1. PROCESO DE FRACTURAMIENTO

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción. Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a: (Bonilla Ruiz de Valdivia., 2013)

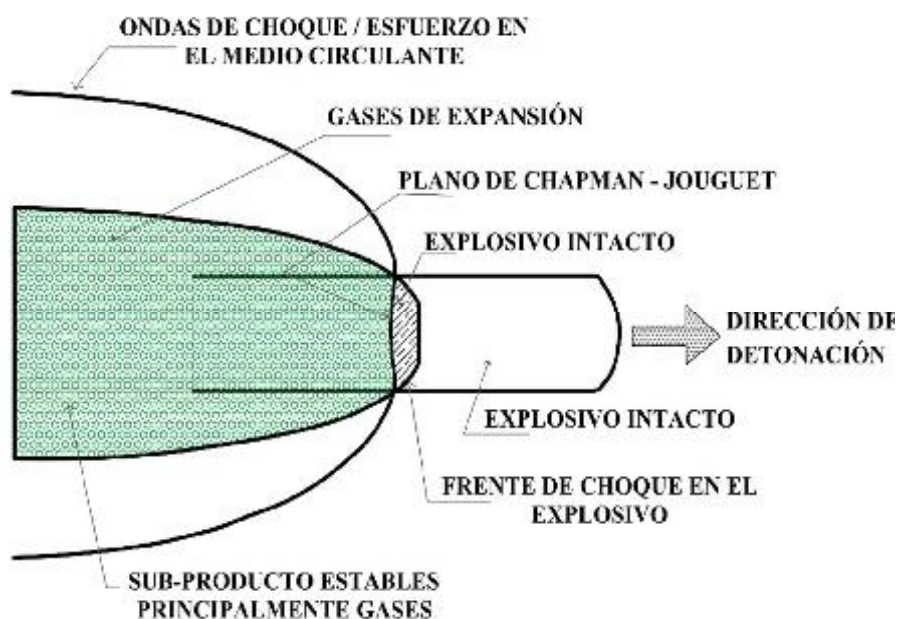
- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de los gases.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.

- Teoría de liberación súbita de cargas.
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Algunas teorías que comprueban en ciertas condiciones de trabajo mientras que en otras condiciones no responden, por lo que aún no se consideran concluyentes. Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado, estas etapas son: (Piñas Esteban, 2013, pág. 42)

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

Figura 39. Efectos de proceso de detonación



Fuente: Piñas Esteban Yuri Alberth, 2007

2.5.14.2. EL MODELO KUZ-RAM

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987). Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente: (Leiva Torres, 2007)

Influencia de la optimización de la fragmentación de roca en la rentabilidad de las operaciones

$$X = A \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0.8} * Q_T^{\frac{1}{6}} \dots \dots \dots (3)$$

$$X = A \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{\frac{-19}{30}} \dots \dots \dots (4)$$

Dónde:

X= Tamaño medio de los fragmentos, cm.

A = Factor de roca (Índice de Volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

V₀= Volumen de roca (m³) a romper = Burden x Espaciamiento x Longitud de tal.

Q_e= Masa del explosivo utilizado (kilogramo),

RWS_{ANFO}= Fuerza relativa por peso del explosivo ANFO (ANFO = 100).

Q_T= Masa (kilogramo) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

Si se sabe que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K} \dots \dots \dots (5)$$

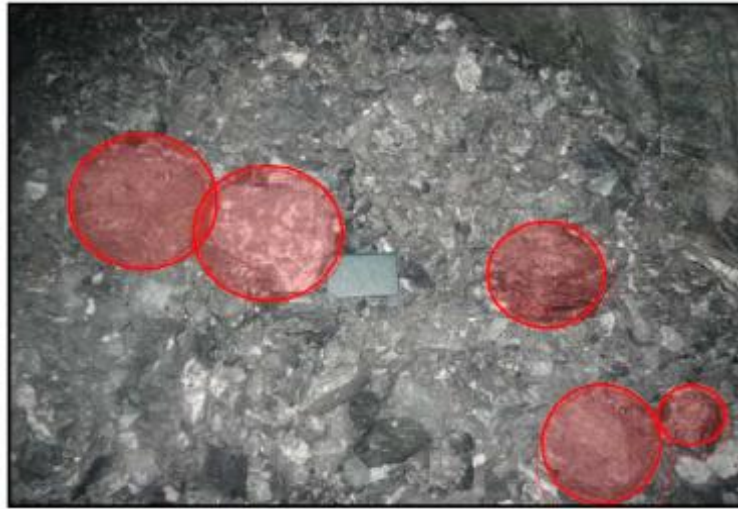
Dónde:

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) = kg/m³.

Generalizando tenemos:

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

Figura 40. Granulometría del material proyectado



Fuente: Elaboración propia

2.6. MARCO CONCEPTUAL

Arranque: Son taladros perforados y cargados antes que los demás para ser chispeado y que puede generar cara libre de la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA).

Burden: Es la distancia entre un taladro cargado con explosivo a la carga libre de una malla de perforación, el burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear en la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA).

Chimenea Inclinado: Abertura inclinada construida por el sistema convencional y/o por el mecanizado.

Chimenea: Abertura vertical construida por el sistema convencional y/o por el mecanizado que cumple varios objetivos: extracción de mineral, ventilación, drenaje, exploración, etc.

Cortada: Son labores horizontales, con rumbo determinado y están destinadas para cortar vetas.

Corte quemado: Es un tipo de arranque que consiste en perforar 3 o más taladros paralelos entre si y paralelos al eje de la cortada. Este tipo de arranque se usa generalmente en terreno

duro, dejando uno o algunos taladros vacíos con la finalidad que se constituyan en cara libre, a fin de que la roca triturada se expanda hacia el espacio libre.

Costos directos: Conocidos como costos variables, son los costos primarios en la operación de la Cortada SW NIVEL 2760 (CMPSA) en los procesos productivos de perforación, voladura definiéndose estos en los costos de materiales e insumos, equipos.

Costos indirectos: Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costo puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida en la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA).

Discontinuidades: Son los planos de origen mecánico o sedimentario que separan los bloques de la matriz rocosa.

Disparo soplado: Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla explosiono en el frente de la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA).

Distribución de la carga explosiva: Es la cantidad de explosivo y accesorios de voladura que se reparten del polvorín a las diferentes labores de trabajo previo una generación del vale de salida de explosivos.

Emulsión explosiva: Son del tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

Espaciamiento: Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o en una misma área de influencia en la malla de perforación de la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA).

Frente: Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA), mediante perforación y voladura.

Galería: Son labores horizontales con pendiente suave, perpendiculares al rumbo del cuerpo mineralizado.

Geomecánica: Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánica depende de los siguientes factores:

Malla de perforación: Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros del frente de la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA).

Paralelismo: El paralelismo en perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección de la Cortada SW nivel 2760 (CMPSA).

Rampa: Son labores con una inclinación de más menos 10% que une un nivel con otro con salida directa a la superficie y están destinadas al transporte de cargas, circulación de personal, ventilación, desagüe.

Tacos: Es la longitud que se encuentra luego de una voladura deficiente, es sinónimo también de tacos de arcilla o detritos empleados para cubrir las bocas de los taladros para aprovechar mejor la expansión de los gases explosivos en una voladura.

Voladura: Es la acción de fracturar la roca mediante el empleo de explosivos, sin embargo, también se emplea ese término como sinónimo en las demoliciones con explosivos y en general, a todas aquellas acciones en las que intervenga explosivo, también es llamada como tronadura.

CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO

3.1. VARIABLES Y DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES: VARIABLE INDEPENDIENTE, DEPENDIENTES

3.1.1. OPERACIÓN DE VARIABLE

Las variables de operación en perforación y voladura serán operacionalizadas, en cada prueba a realizar, cada una según su escala de medición.

3.1.1.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

La variable independiente es la característica del macizo de la Cortada SW de la Contrata Minera Arca.S.A.C -Cia Minera Poderosa.

3.1.1.2. VARIABLE DEPENDIENTE

El diseño de la malla de perforación y voladura para reducir los costos de perforación y voladura en la Cortada SW Contrata Minera Arca.S.A.C- Cia Minera Poderosa.

Tabla 21. Variables e indicadores

VARIABLES	INDICADORES	INDICES
INDEPENDIENTE.		
Características del macizo rocoso	1.1. Características geológicas.	1.Fallas 2. Discontinuidades
	1.2. Características geomecánicas.	1. Resistencia a la compresión simple 2.Constante de roca 3. Alteraciones
	1.3. Clasificación del macizo rocoso.	1. Tipo de roca
	DEPENDIENTE.	
Malla de perforación y voladura	2.1 Diseño de malla de perforación	1. Burden 2. Espaciamiento
	2.2 Factor de carga	1. Carga por taladro (Kg)
	2.3 Sección de la labor	1.Ancho 2. Altura
	2.4 Perforación	1. Longitud del taladro
Costos de perforación y voladura	3.1 Costo unitario de perforación	1. USS/m de avance
	3.2 Costo unitario de voladura	2. USS/m de avance

Fuente. Elaboración propia

3.2. HIPÓTESIS

3.2.1. HIPÓTESIS GENERAL

- El diseño de malla de perforación y voladura según Holmberg cómo influirá en los costos unitarios en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.

3.2.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

- El diseño de malla de perforación propuesto por Holmberg cómo influirá en los costos unitarios en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.
- La carga explosiva propuesta por Holmberg cómo influirá en los costos unitarios de voladura en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.

3.3. TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

3.3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

La presente investigación es de tipo descriptivo y correlacional, centrada en el estado en que se encuentra la malla de perforación y voladura empíricamente realizada por el trabajador, y aplicando un nuevo diseño de malla, corroboradas estas con pruebas de campo. Observándose el comportamiento del nuevo diseño de malla, con evaluaciones de los efectos logrados posteriores a la voladura. lográndose de esta manera el proceso de perforación y voladura óptimo.

3.3.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo con la naturaleza del trabajo de investigación y por las características del estudio es de tipo descriptivo y aplicativo, el estudio se refiere a la reducción de costos mediante el diseño de una nueva malla de perforación y su control de tiempos en el frente de avance de la Cortada SW nivel 2760

La ECM Arca.S.A.C, actualmente está realizando los trabajos de perforación y voladura en los frentes de exploración de las labores subterráneas, con costos elevados. El control de costos se analizará mediante el tipo de trazo, y consecuentemente del número de taladros, longitud de perforación, explosivos utilizados, el sistema de carguío de taladros.

Las pruebas se realizaron en 40 turnos considerando la nueva malla de perforación, cuantificando los parámetros tales como: burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva utilizada en la Cortada SW nivel 2760 de Cia Minera Poderosa.S.A.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. POBLACIÓN

La población para este trabajo de investigación está constituida por las labores de perforación y voladura de Cia Minera Poderosa.S.A.- Unidad de Producción Santa María.

3.4.1.1. CARACTERÍSTICAS

Tabla 22. Características geomecánicas del macizo rocoso.

Variable	Valor	Unidad
Tipo de roca	B	-
RMR	60 – 80	-
GSI	F/B, F/R	-
Densidad de roca	2.7	g/cm ³

Fuente: Geomecánica Cía. Minera Poderosa

3.4.2. MUESTRA

La muestra para nuestra investigación está constituida por la labor de exploración Cortada SW nivel 2760 Cía. Minera Poderosa.S.A. - Unidad de Producción Santa María

3.4.2.1. TÉCNICAS DE MUESTREO: NO PROBABILÍSTICO

Muestreo por juicio: Forma de Muestreo por conveniencia en la cual los componentes de la muestra se seleccionan de modo intencional, sobre la base de criterios estratégicos de los investigadores. Las muestras son escogidas porque se consideran representativas o

apropiadas de alguna forma para la investigación. Este juicio se apoya en la experiencia y los conocimientos de los investigadores, así como en determinadas estrategias. (H. Sampieri Y F.Collado)

3.5. PROCEDIMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

a) DISEÑO IMPIRICO ANTERIOR

Las etapas que se siguen son:

✓ **PRIMERA ETAPA: Recopilación de base de datos de los cuatro meses anteriores.**

La recopilación de datos que se utilizará en el análisis documental que se registra en la base de dato de la contrata minera Arca.S.A.C. El análisis documental se recopiló:

Malla de perforación realizadas por Cia Minera Poderosa.S.A.

Base de datos de los meses anteriores: avances por disparo, explosivo utilizado por disparo, número de taladros, porcentaje de sobre rotura, perdidas por avances.

✓ **SEGUNDA ETAPA: Diseño estadístico de parámetros de voladura registrados durante**

los cuatro meses anteriores utilizando el método empírico en la Cortada SW que son:

Avance promedio por los tres meses anteriores.

Metros perforados por avance.

Factor de avance.

Porcentaje de sobrerotura.

Costo de perforación y voladura.

✓ **TERCERA ETAPA: Comparación de resultados entre el método empírico y según el método Roger Holmberg.**

b) DISEÑO PROPUESTO POR EL MÉTODO DE ROGER HOLMBERG

Las etapas que se siguen son:

✓ **PRIMERA ETAPA: Recopilación de información.**

La técnica de recolección de datos que se utilizará en el análisis documental será a través de los reportes e informes generados por las distintas áreas operativas (geología,

geomecánica, perforación, voladura y operaciones mina), así como explosivo a utilizar y sus características, en las labores de desarrollo horizontal, Cia Minera Poderosa.S.A.” El análisis documental se desarrollará en:

Recoger de cada área los formatos llenados por cada área, para cada disparo.

Se extraerá elementos de análisis y parámetros que registren de importancia a nuestra investigación.

Todos los datos serán ubicados en una base de datos de nuestra computadora para el procesamiento necesario.

✓ **SEGUNDA ETAPA: Secuencia de toma de datos**

Roca: Se realizará mapeos geomecánicas para determinar el RMR, GSI. y cálculo de constante de roca.

Explosivo: De acuerdo con las especificaciones técnicas del proveedor y las tomadas en campo se tendrá las dimensiones del explosivo, densidad, peso específico relativo al ANFO de Emulex 80%, WRS de Semexsa 65%.

✓ **TERCERA ETAPA:** Diseño de los parámetros de perforación y voladura según el algoritmo de Holmberg, características del macizo rocoso, arranque utilizado y características de los explosivos utilizados.

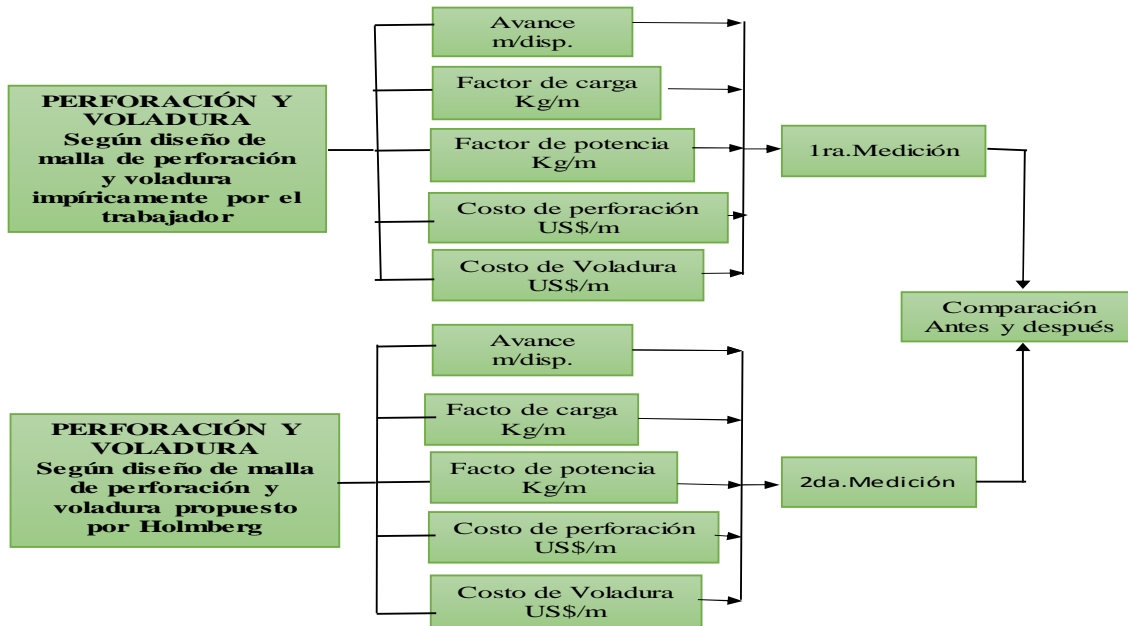
✓ **CUARTA ETAPA:** Pruebas de voladura según los parámetros diseñado de malla de perforación y voladura propuesto por Holmberg en Cortada SW Nivel 2760

✓ **QUINTA ETAPA:** Medición y evaluación de resultados de la voladura.

3.5.1. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

Una vez recopilados todos los datos necesarios en campo, se procedió a trabajar de una manera ordenada, lo cual nos permitirá tener una secuencia estratégica para llevar a cabo el estudio en función del rendimiento en avance lineal.

Figura 41. Flujograma



Fuente: Elaboración propia

3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.6.1. TECNICAS DE RECOLECCION DE DATOS

Se recolectaron los datos mediante la aplicación de fórmulas y registros, para lo cual se aplicará el análisis estadístico y porcentual, de los costos incurridos.

3.6.2. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

- **Reporte operacional mensual.**
 - ✓ Cantidad de explosivo utilizado
 - ✓ Número de taladros
 - ✓ Cantidad de accesorios utilizado
- **Reporte diario de operación.**
 - ✓ Labor disparada.
 - ✓ Explosivos utilizados.
 - ✓ Número de taladros.
 - ✓ Número de horas operadas de los equipos.

3.6.3. MATERIALES CONSUMIBLES

- Emulex 80%

- Semexsa 65%
- Mecha rápida Z-18
- Cordón detonante 3P.
- Carmex 2.40 m.
- Exanel 2.40 m.

3.6.4. EQUIPOS Y ACCESORIOS

- Perforadora Neumática Jack Leg Marca RNP.
- Barra Cónica de Perforación de 4 y 6 pies x7/8 de pulgada.
- Broca Descartable de botones de 36 mm de diámetro
- Saca broca 22mmx7/8 de pulgada.
- Saca barreno.

3.6.5. HERRAMIENTAS E INSTRUMENTOS

- Manguera de aire.
- Manguera de agua.
- Aceite tórculo 100.
- Consumo de aire.
- Flexómetro.
- Guiador de madera.
- Atacador de Madera.
- Punzón de PVC.
- Mochila de explosivos.
- Mochila de accesorios.
- Distanciómetro.
- Espray.
- Cucharilla

CAPÍTULO IV

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SEGÚN LOS ALGORITMOS DE HOLMBERG EN LA CORTADA SUR OESTE

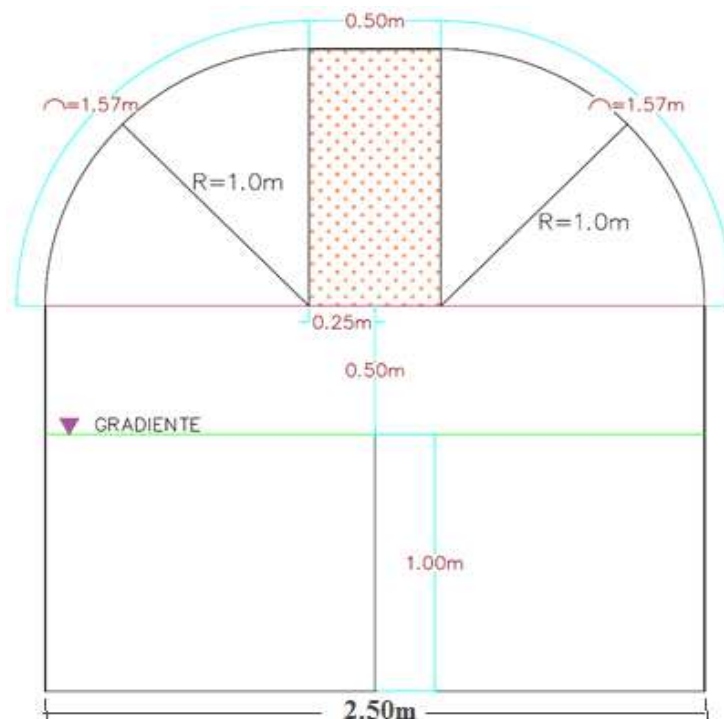
4.1. ANTECEDENTES EN COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CORTADA SW

Se realizó la recopilación de información de perforación y voladura; mediante la búsqueda de antecedentes, en donde se ha encontrado reportes diarios de perforación y voladura de diferentes secciones, y la relación del consumo de explosivo y avances, que nos han sido proporcionados por el responsable del área de Perforación y Voladura de la Contra Minera Arcas S.A.C.

a) Cálculo de número de taladros por modelo matemático de Langerfors Y Kilhlstrom

- Sección de la Cortada SW

Sección del frente= área rectángulo₁+area rectángulo₂+area de semicircunferencia



$$\text{Sección del frente} = 2.50\text{m} * 1.50\text{m} + 1.00\text{m} * 0.50\text{m} + 3.1416 * 1.00\text{m}$$

Sección del frente = 5.52m²

• **Cantidad de taladros cargados por modelo matemático de Langerfors Y Kilhlstrom**

$$N^{\circ} \text{ tal} = 2.7 * \sqrt{\frac{Rc}{S_{\text{Cortada}}}}$$

Donde:

Rc: Resistencia a la compresión simple = 1634.29 Kg/cm²

S_{cortada}: Sección de la cortada = 5.52 m²

$$N^{\circ} \text{ tal/frente} = 2.7 * \sqrt{\frac{1634.29}{5.52}}$$

N^o tal/frente = 46.45

N^o tal/frente = 46 Taladros cargados

Total taladros = 46 cargados + 5 taladros vacíos

Total taladros = 51 Taladros/frente

b) Malla de perforación. El área de Perforación y Voladura de Cía. Minera Poderosa.S.A proporcionó un diseño de malla utilizado para roca tipo II, con una longitud de perforación de 6 pies; este diseño es utilizado por algunos de los trabajadores, debido a que no existe un estándar en toda la unidad minera.

Dicho diseño de malla de perforación y voladura presenta:

Sección de la labor: 2.50 metros por 2.50 metros

Taladros perforados: 51 Taladros/Frente

Taladros cargados: 46

Longitud del barreno: 1.80m

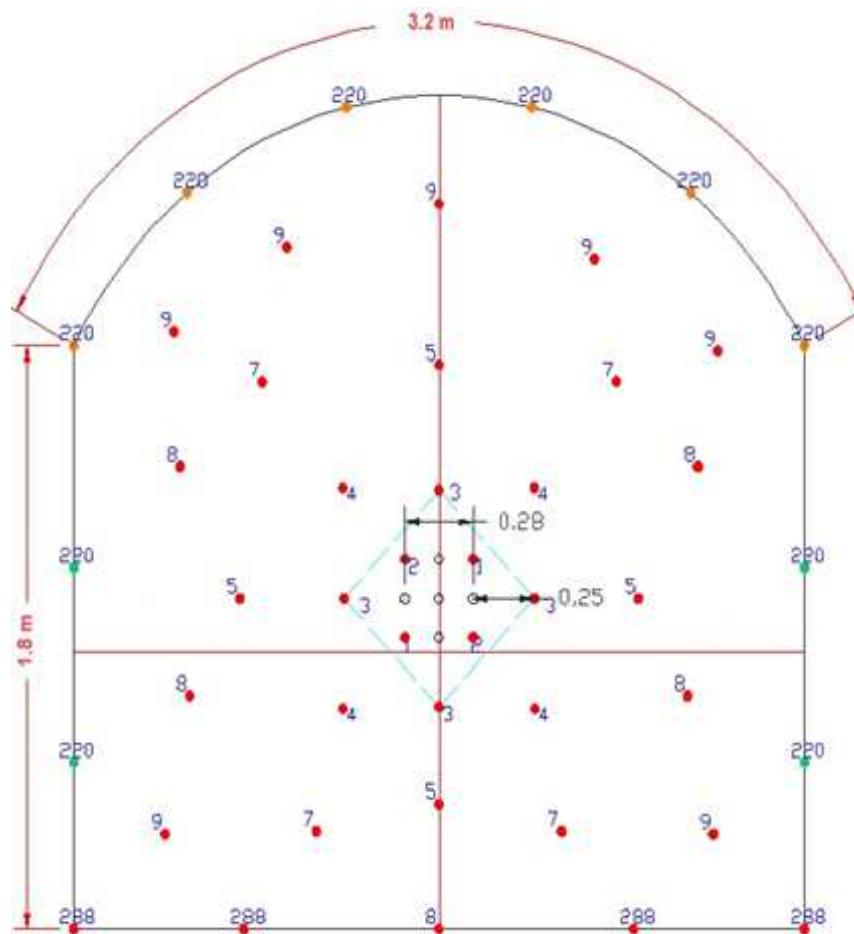
Eficiencia de perforación: 90%

Perforación efectiva: 1.65metros/Taladro

Metros perforados: 80.85metros/Frente

Tiempo de perforación del frente: 155 minutos/Frente

Figura 42. Malla de perforación con el diseño anterior

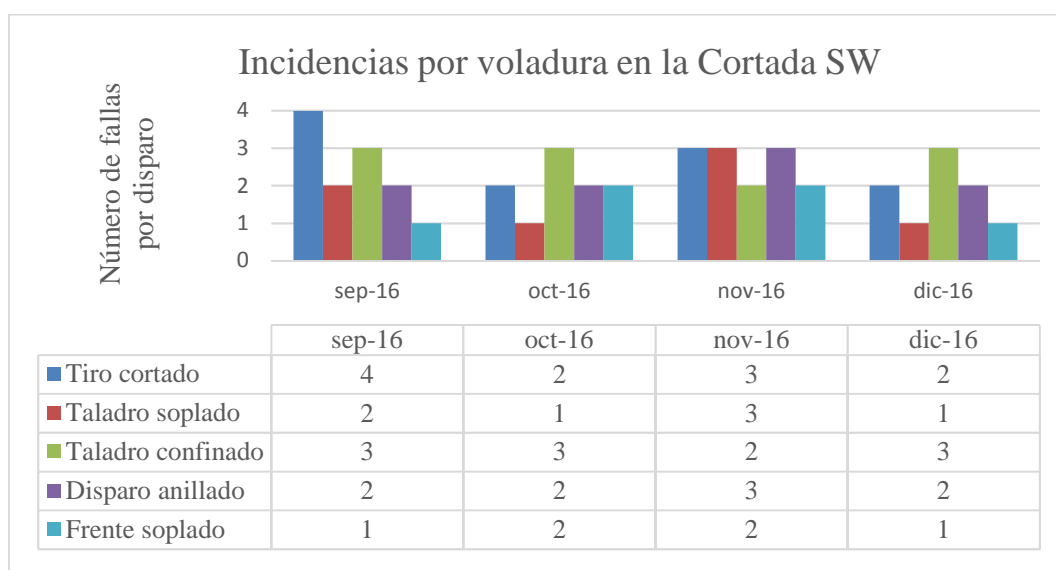


Fuente: Área de perforación y voladura – Cía. Minera Poderosa.S.A

c) Incidencias de voladuras deficientes en la Cortada Sur Oeste

Los parámetros de perforación con los cuales se estuvo trabajando, con diseños empíricos de malla de perforación que no se aproximan a la realidad, muchas veces el personal líder de labor no entiende la distribución de los taladros en el frente, y mucho menos la distribución de exaneles y distribución inadecuada de carga en los taladros. No se cuenta con un formato de seguimiento a los procesos unitarios de perforación, no se tiene los estándares de mallas de perforación y distribución de exaneles en el frente, por lo tanto, se generan tacos 0.40m y 0.50 m resultando la voladura deficiente, lo cual genera paralizaciones de labor por voladuras deficientes, hasta media guardia por el horario de voladura.

Tabla 23. Disparos deficientes en la Cortada SW



Fuente: Elaboración propia

d) Pedido de Explosivo

El pedido de la cantidad de explosivo que se solicita en el polvorín es variable, debido que el líder de la labor pide la cantidad de carga necesaria, según la cantidad de taladros que determina empíricamente para el frente, ya que no se cuenta con un estándar de malla de perforación por cada tipo de roca; se hizo la recopilación de varios pedidos, y se obtuvo la siguiente muestra.

Tabla 24. Salida de vale de explosivos utilizado para Roca Tipo II, Sección 2.50m por 2.50m y Barra de 1.80m

EXPLOSIVO TOTAL								
UBICACIÓN	Emulex 80% 1x8 pulg.	Emulex 45% 1x8 pulg.	Semexsa 65% 7/8x7 Pulg.	Taladros Cargados	Total Taladros	Emulex 80% 1x8 pulg.	Emulex 45% 1x8 pulg.	Semexsa 65% 7/8x7 Pulg.
Arranque	7			4	4	28		
Ayud.Arranq 1	7			4	4	28		
Ayud.Arranq 2	7			4	4	28		
Ayud.Arranq 3	7			4	4	28		
Ayud.Arranq 4	7			4	4	28		
Ayud.Corona	7			5	5	35	0	0
Corona	4		3	6	5	24	0	18
Tajeo B	7			6	6	42	0	0
Hastial	7			4	4	28		
Arrastre	7			5	6	35		
Alivios				5	0	0		
Total de taladros perforados				51	# Cartuchos	304	0	18
Total de taladros Cargados				46	Kg	34.35	0.00	1.42
PEDIDO A REALIZAR AL POLVORÍN						304	0	18

Total

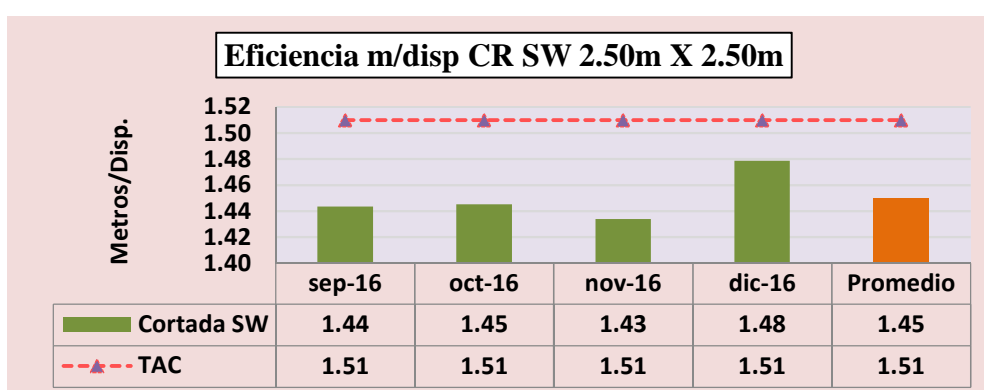
Fuente: Elaboración propia

e) Eficiencia de avances lineales

Las eficiencias de voladura reflejan la cantidad de metros obtenidos por disparo, cuando se genera mayor cantidad de incidencias por disparo se obtendrá mínimas eficiencias.

Como se observa en la figura el avance promedio fluctúa por debajo del TAC (Tabla de la adecuación a la calidad) de Cía. Minera Poderosa.S.A., por lo cual se generan las pérdidas económicas para la Contrata Minera y así mismo afecta el cumplimiento de metraje programado en la CR SW.

Tabla 25. Deficientes avances metro por disparo en la Cortada SW

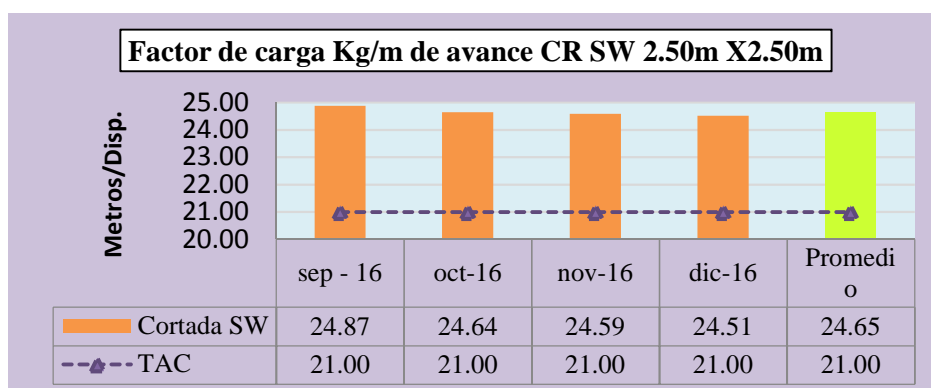


Fuente: Elaboración propia

f) Consumo de explosivo por avance lineal

El consumo excesivo de explosivos promedio de 24.5 Kg/m de avance en el frente, que está por encima del TAC de Cía. Minera Poderosa.S. A que es 21.0 Kg/m de avance, el líder de la labor pide sus vales de salida creyendo cuando se cargue a más de 90% de los taladros e incluso llegando al 100% pueda tener disparos eficientes y en el recargado de disparos deficientes que todo esto nos genera pérdidas económicas para la contrata minera.

Tabla 26. Factor de carga por metro de avance Excesivos en la Cortada SW

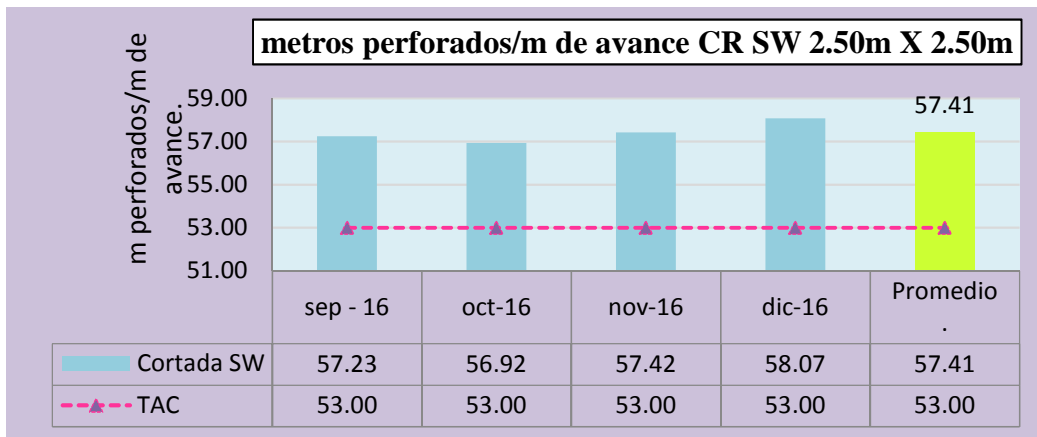


Fuente: Elaboración propia

g) Metros perforados por metro de avance lineal

Los metros perforados son excesivos como resultado de los disparos deficientes en la Cortada SW que nos generan hacer desquinches, sobre perforaciones para cuadrar el frente de avance, de esta manera para el siguiente ciclo de perforación y voladura pueda resultar eficiente y cuadrada, de acuerdo con la sección típica de la Cortada ver anexo plano N°10

Tabla 27. Metros perforados por metro de avance lineal en la Cortada SW

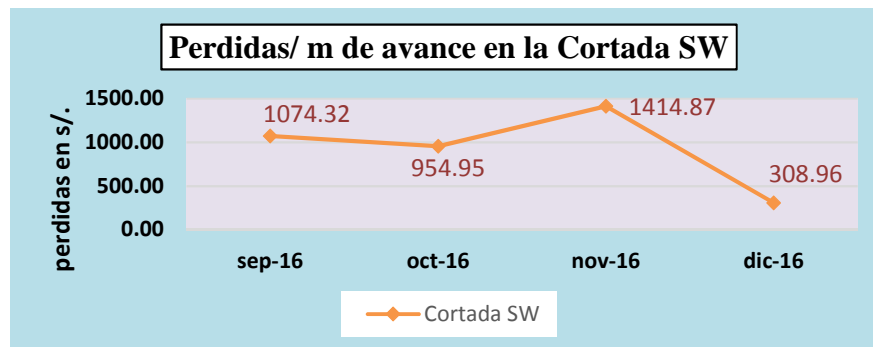


Fuente: Elaboración propia

h) Perdidas por Eficiencias

Por todas las deficiencias acumuladas por perforación y voladura se reflejan en metros perdidos de avance, ya que Cia Minera Poderosa establece un TAC de eficiencias que es 1.51 m por disparo, todas las eficiencias por voladura obtenidas por debajo del TAC nos generan pérdidas económicas para la contrata minera e incumplimiento de programa de avances para el titular minero.

Tabla 28. Perdidas por deficiencias en perforación y voladura en la Cortada SW.

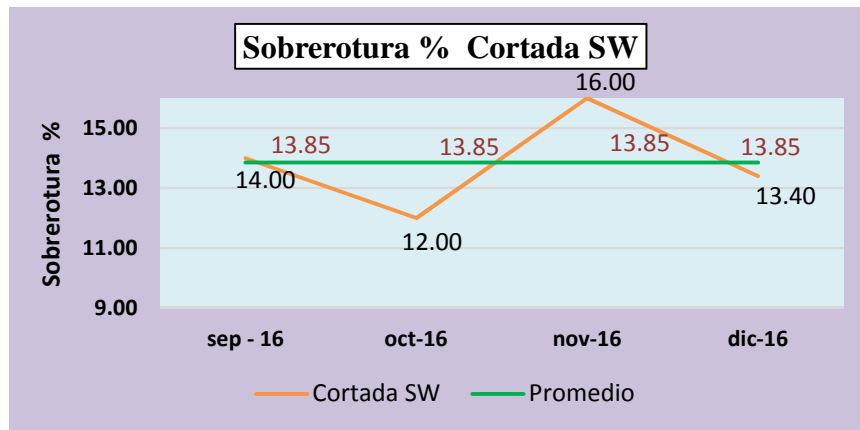


Fuente: Elaboración propia

i) Porcentaje de sobre rotura en la Cortada SW

Se debe por la distribución de explosivo de alta potencia en las coronas y hastiales del frente de trabajo, el líder de la labor desconoce sobre el control de las paredes y techo de la labor y lo carga completamente e incluso con explosivos de alta potencia, que hacen que se genere excesiva rotura de paredes.

Tabla 29. Porcentaje de Sobre rotura en la Cortada SW



Fuente: Elaboración propia

j) Grado de fragmentación

Si bien es cierto, es una labor de avance lo que se quiere es avance, pero tampoco se necesita moler el material, ni generar fragmentos de roca muy grandes, ya que todo esto genera dificultades al momento de realizar la limpieza con la para neumática y de igual manera requiere voladura secundaria de volones en la zona de parrilla para reducir su tamaño óptimo, todo esto repercute en pérdidas económicas para la contrata minera.

Tabla 30. Grado de fragmentación inadecuada en la Cortada SW



Fuente: Elaboración propia

k) Costo de perforación sin diseño de malla en la Cortada SW

Calculo de incidencia en mano de obra

Promedio de taladros por frente = 51 Taladros/frente

Tiempo de perforación por taladro = 3.3 min

Tiempo efectivo por guardia = 8 Horas

Tiempo de perforación = $51 \text{ Tal} * \frac{3.3 \text{ min}}{\text{Tal}} = 168.3 \text{ min} = 2.81 \text{ Horas}$

Incidencia de mano de obra = $\frac{2.81 \text{ Horas}}{8 \text{ Horas}} * 100\% = 35.06\%$

Metros perforados por aceros de perforación

Eficiencia de perforación: 0.95

Metros perf.con barreno 1.20m = $1.20\text{m} * 51\text{Tal} * 0.95 = 58.14\text{m}$

Metros perf.con barreno 1.80m = $1.80\text{m} * 51 \text{ Tal} * 0.95 = 87.21\text{m}$

Metros perf.con Broca 36mm = $58.14 + 29.07 = 87.21\text{m}$

Consumo de aire comprimido

Aire comprimido = $110 \frac{\text{pie}^3}{\text{min}} * 168.3\text{min} * 28.3168 \frac{\text{Lts}}{\text{pie}^3} = 524228.92 \text{ Lts}$

De acuerdo con las siguientes especificaciones se tiene el costo de perforación, donde se puede observar que la cantidad de taladros y uso de equipo de perforación elevan el costo de perforación en la cortada SW.

Tabla 31. Costo de perforación con el diseño anterior en la Cortada SW

COSTO DE PERFORACIÓN SIN DISEÑO CR SW 2.50 x 2.50 m								
Ancho	2.50	m	Taladros disparados	46.00				tal.
Alto	2.50	m	Avance por disparo	1.45				m
Longitud de barreno	1.8	m	Taladros perforados	51.00				tal.
Longitud de barreno	1.2	m	Taladros de Alivio	5.00				tal.
Eficiencia perforacion	95%		Tipo de cambio USS	3.40				S/.
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	COST/UNIT	COSTO/DISP.	COSTO/m	US\$/m	
MANO DE OBRA								
Perforista A	Tarea	1.00	35.1%	64.00	22.480			
Perforista B	Tarea	1.00	35.1%	60.00	21.075			
Ayudante perforista	Tarea	1.00	35.1%	57.00	20.02125	63.58	43.85	12.90
ACEROS DE PERFORACIÓN								
Barra conica de 1,20m	m	58.14	365.76	181.00	28.771			
Barra conica de 1,80m	m	29.07	365.76	257.59	20.473			
Broca de 36 mm	m	87.21	53.34	63.73	104.197	153.44	105.82	31.12
EQUIPO DE PERFORACION								
Perforadora Jack Leg	m	87.21	24384	15345.00	54.88			
Mantenimiento	70%				38.42	93.30	64.34	18.92
LUBRICANTES								
Aceite torcula 100	Gln	1.06		29.33	31.09	31.09	21.44	6.31
AIRE COMPRESIDO								
	Litros.	524228.92		0.00024	124.24	124.24	85.68	25.20
COSTO DE PERFORACIÓN SIN DISEÑO POR DISPARO						S/. 465.65		
COSTO DE PERFORACIÓN POR METRO DE AVANCE							S/. 321.14	US\$94.45

Fuente: Elaboración propia

1) Costo de voladura con diseño de malla anterior en la Cortada SW

El costo de voladura está directamente ligado al número de taladros efectuados en el frente de trabajo, cantidad de carga y accesorios de voladura utilizada y desquinces efectuados por las múltiples fallas en voladura que elevan los costos por voladura.

Tabla 32. Costo por voladura con el diseño por disparo en la Cortada SW

Accesorio de Voladura	P.U Soles	Unidad	Canti dad	Costo accesorio S/.	Costo accesorio S/./m	Costo accesorio US\$/m
Exsanel 2.40m	2.85	Soles/Unid.	46	131.10	90.41	26.59
Carmex 2.40m	2.54	Soles/Unid.	2	5.08	3.50	1.03
Mecha rápida (m)	1.16	Soles/m	0.2	0.232	0.16	0.05
Cordón Detonante (m)	0.78	Soles/m	12	9.36	6.46	1.90
Emulex 80 % 8 por 1 pulgadas	1.15	Soles/Cart.	304	349.6	241.10	70.91
Semexsa 65 % 7 por 7/8 pulgadas	0.77	Soles/Cart.	18	13.86	9.56	2.81
Emulex 45 % 8 por 1 pulgadas	0.95	Soles/Cart.	0	0	0.00	0.00
COSTO POR DISPARO EN SOLES				S/. 509.23		
COSTO POR DISPARO POR METRO DE AVANCE					351.19	US\$103.29

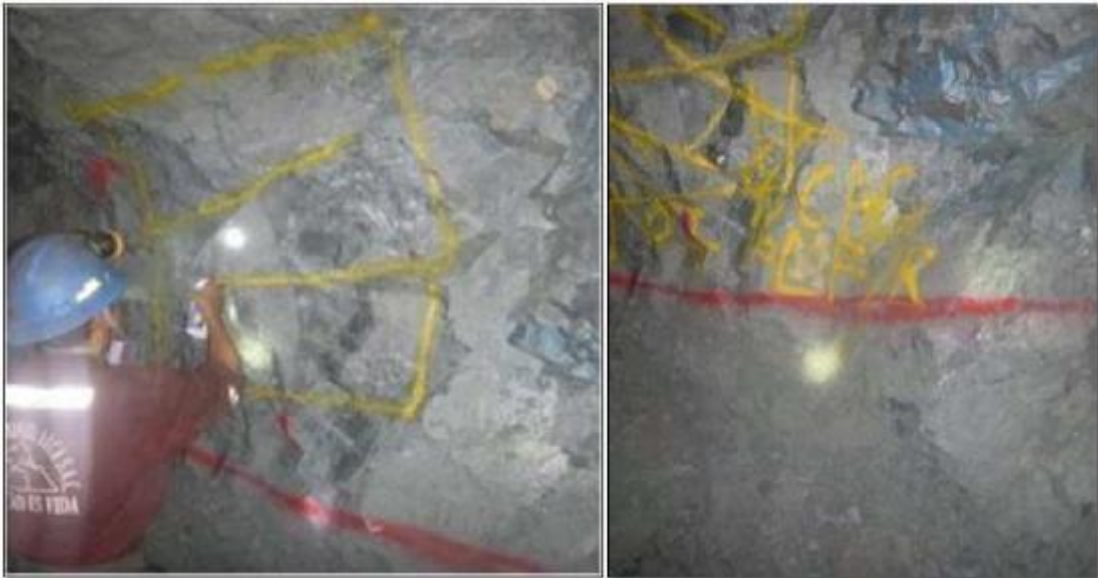
Fuente: Elaboración propia

4.2. RECOPIACIÓN DE DATOS E INFORMACIÓN DEL FRENTE

Como ya se ha hecho mención, vamos a describir la forma de cómo hemos recolectado los datos durante el proyecto de las pruebas realizadas para identificar el tipo de roca, y los parámetros para el marcado de malla de perforación y uso de los diferentes tipos de explosivo. Las pruebas realizadas las aplicaremos en la CRSW como ejemplo del mapeo geomecánica in situ para encontrar el RQD, valoración RMR y la resistencia la compresión simple de roca de la Cortada SW nos proporcionó el área de geomecánica de rocas,

consecuentemente se harán los demás cálculos para determinar el burden y espaciamiento y diseñar el tipo de malla de perforación y/o cualquier ajuste según los datos y resultados obtenidos. Los datos se tomarán en libreta de apuntes, cuadros Excel, registro de evidencias mediante fotografías.

Tabla 33. Mapeo geomecanica en la Cortada SW




Fuente: Elaboración propia

Primero: Se pintó en la labor un trazo de un metro cuadrado de lado, en la zona mas representativa de la labor. Se identifica y se contabiliza solo las fracturas que atraviesan el metro cuadrado obteniéndose 8 fracturas.

Segundo: Se determinó condiciones de resistencia de la roca golpeando con la picota, en cuantos golpes se logra romperse o indentarse se tiene como resultado con 3 golpes de picota se rompe.

Tercero: Se determinó con la tabla GSI el grado de fracturamiento llevando a la siguiente tabla, el número de fracturas y la cantidad de golpes que logra romperse la roca y se obtuvo tipo de roca **fracturado bueno**, también es importancia evaluar los factores influyentes como: flujo de agua, condición de fracturas, presencia de fallas, orientación de discontinuidades e intersección de labores, la presencia de uno de ellos nos obliga a tomar el grado de fracturamiento inferior en este caso no tenemos.

Tabla 34. Clasificación geomecánica GSI de Cía. Minera Poderosa.S.A

		CARTILLA GEOMECÁNICA <small>Rev. 02</small>			
		LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES			
Indice de Resistencia Geológica (GSI)	Condición Superficial (Golpes de picota)				
	Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta	Se Indenta	
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento	Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente con golpes de Picota	Mes de 5 mm.	
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos in situ con flexometro.	B	R	P	MP	
	Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre	
Condición Estructural - Fracturas/m?	2 a 5 LF Levemente Fracturada	LF/B	LF/R	-	-
	6 a 11 F Moderadamente Fracturada	F/B	F/R	F/P	-
	12 a 20 MF Muy Fracturada	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	>20 IF Intensamente Fracturada	-	IF/R	IF/P	IF/MP

Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera Poderosa

4.3. DISEÑO DE PARAMETROS DE PERFORACIÓN SEGÚN LOS ALGORITMOS DE ROGER HOLMBERG

4.3.1. DESCRIPCIÓN DE LA CORTADA SUR OESTE

Esta labor está ubicada en el nivel 2760 m.s.n.m en la Unidad De Producción Santa maría de la zona sur, por la dimensión del frente se ha visto por conveniente avanzar de manera convencional usando perforadoras manuales Jack leg y barrenos de 1.80m, de esta manera se pueda dar cumplimiento al programa de avance lineal propuesto por Compañía Minera Poderosa, la limpieza se realizará con pala neumática (Atlas Copco) de 1.80m³ el cual es

propiedad de Cía. Minera Poderosa. El objetivo de la Cortada SW es cortar la veta Guadalupe que se encuentra a 120m según geología de Cía. Minera Poderosa.

Características de Cortada SW son:

- Tipo de roca II (Diorita)
- Resistencia a la compresión = 160 MPa
- Densidad de la roca = 2.70 TM/ m³
- Pendiente de la cortada suroeste = 2% positivo
- Tipo de ensayo de Resistencia a la compresión simple es ASTM C 28
- Coordenadas:

Norte: 9140460

Sur: 216450

Altitud: 2760 m.s.n.m.

4.3.2. ESPECIFICACIONES TÉCNICAS PARA EL CÁLCULO MEDIANTE EL ALGORITMO PROPUESTA POR HOLMBERG

A) Especificaciones técnicas de los explosivos

Semexsa: desarrollada para minimizar los costos de chancado, así como los asociados a la realización de voladuras secundarias proporciona una buena fragmentación del macizo rocoso. Es ideal para el carguío de taladros en terrenos fracturados y secos que presenten dificultad gracias a su excelente simpatía y sensibilidad que contribuyen a reducir los tiempos de manipulación y carguío del explosivo.

Emulsión: formulada para ser utilizada en el carguío de taladros positivos por su excelente consistencia y, gracias a su alto poder rompedor, es apropiada para ser empleada como cebo o primera carga de columna en taladros de diámetros pequeños a intermedios en trabajos de minería subterránea. Gracias a su excelente resistencia al agua puede ser utilizada en taladros húmedos e inundados ofreciendo buenos resultados de fragmentación. Dado el bajo nivel de gases que genera esta emulsión, reduce los tiempos muertos para reingreso a las operaciones.

Tabla 35. Especificaciones técnicas de explosivos

Descripción	Unid	Emulex 8 Pulg Por 1 Pulg.		Semexa 7 Pulg por 7/8 Pulg.	Exsa block 8 Pulg. por 1 Pulg.
		80%	45%	65%	45%
Densidad	g/cc	1.14	1.03	1.12	0.78
Peso del cartucho	Kg	1.11	0.091	0.079	0.069
VDO	m/s	5000	4500	4200	2000
Presión de detonación	Kbar	87	63	70	30
Energía	Kcal/Kg	1200	700	950	600
Vol. Normal de gases	Lt/Kg	830	930	932	
RWS _{ANFO}	%	132	77	104	
Resistencia al agua	Hora	72	72	6	

Fuente: Manual de perforación y voladura Exsa

B) Parámetros para encontrar la calidad del macizo rocoso con el índice RMR1989

Se tomó 10 muestras de roca intacta de 5.53 cm de diámetro y 11.18 cm de longitud en promedio, cada muestra se tomó en la CR SW Mina Santa María en intervalos de 5m, en una longitud de 50m, los cuales fueron sometidos a pruebas de ensayos a la compresión simple con equipo hidráulico advantest de Cia Minera Poderosa, como se observa en el Tabla N°37. En todo este trayecto se observó características de la Diorita: Se observó una roca variante entre blanco y negro, también en partes gris y verde con textura intermedia a gruesa los cuales pertenecen a una roca ígnea, los espacios entre discontinuidades están, entre 0,20m y 2m, las aperturas de las fracturas están entre 0.1mm a 1mm, las persistencias de las discontinuidades están entre 1m a 2m y el macizo rocoso es rugoso, con relleno duro de menor a 5mm, ligeramente alterada y ligeramente húmeda.

La dirección de la excavación es a favor del buzamiento de las discontinuidades con un ángulo promedio de 48°.

Tabla 36. Ensayos de compresión simple tomados de las muestras de la CR SW Mina Santa María

Litología	Diámetro	Longitud	Carga (Kgf)	Resistencia a la	Resistencia a la
	Prom. (cm)	Prom. (cm)		Compresión Simple Prom. (Kg/cm ²)	Compresión Simple Prom. (Mpa)
Diorita	5.53	11.06	39200	1634.29	160.16

Fuente: Laboratorio Geomecanica de CiaMinera Poderosa.S.A

Para encontrar el RQD utilizaremos la siguiente ecuación:

$$RQD = 100 * e^{-0.1*\lambda} * (0.1 * \lambda + 1)$$

Siendo:

λ : N° de discontinuidades por metro lineal.

Se contabilizo 405 discontinuidades en 50 m lineales en la Cortada SW nivel 2760.

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fisuras}}{\text{Espaciamiento}}$$

$$\lambda = \frac{396}{50}$$

$$\lambda = 7.92 \text{ discontinuidades/metro}$$

Reemplazamos en la Ecuación:

$$RQD = 100 * e^{(-0.1*\lambda)} * (0.1 * \lambda + 1)$$

$$RQD = 100 * 2.718^{(-0.1*7.92)} * (0.1 * 7.92 + 1)$$

$$RQD = 81.17 \%$$

Con los datos proporcionados por el laboratorio de geomecanica –Cia Minera Poderosa y los datos de campo, encontramos el RMR, en la tabla N°38, se observa de rojo los valores encontrados de acuerdo con los parámetros y característica del macizo rocoso.

Tabla 37. Calculo de RMR según Bieniawski

Nº	Parámetros		Escala de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Bajo carga puntual	>80 Kg/cm ²	40-80 Kg/cm ²	20-40 Kg/cm ²	10-20 Kg/cm ²	< 10 Kg/cm ²		
		A compresión simple en Kg/cm ²	>2000	1000 a 2000	500 a 1000	100 a -500	100 - 250	30 - 100	10 - 30
	VALOR		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	0-25%		
	VALOR		20	17	13	8	3		
3	ESPACIADO DE JUNTAS		>2m	0.6-2 m	200 -600mm	60-200mm	< 60mm		
	VALOR		20	15	10	8	5		
4	Condición de discontinuidades	APERTURA	0	0.1 mm	0.1-1mm	1-5 mm	> 5mm		
		VALOR	6	5	4	1	0		
		PERSISTENCIA	< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		VALOR	6	4	2	1	0		
		RUGOSIDAD	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	Lisa	Plana		
		VALOR	6	5	3	1	0		
		RELLENO	Ninguno	Duro < 5mm	Duro > 5mm	Blando < 5mm	Blando > 5mm		
		VALOR	6	4	2	2	0		
		ALTERACIÓN	No alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
VALOR	6	5	3	1	0				
5	Presencia de agua	Cant. Infiltración 10 m. Túnel	Nulo	<10 Lt/min	10-25 Lt/min	25-125 Lt/min	>125 Lt/min		
			Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	VALOR		15	10	7	4	0		

Fuente: Z. Bieniawski 1989

Sumamos los valores encontrados en la tabla de Bieniawski encontrando el RMR sin corrección por la orientación de las discontinuidades:

$$RMR = 12 + 17 + 15 + 4 + 4 + 5 + 4 + 5 + 10$$

$$RMR = 76$$

Luego como La dirección de la excavación es a favor del buzamiento de las discontinuidades con un ángulo promedio de 40°.

Entonces se va a restar 2 y al final obtener el RMR final:

$$\text{RMR}=76-2$$

$$\text{RMR}=74\%$$

- **Cálculo del GSI en función del RMR**

De acuerdo con la Ecu. 6. El GSI se calcula restando 5 al RMR:

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 5$$

$$\text{GSI} = 74 - 5$$

$$\text{GSI} = 69\%$$

- **Cálculo del consumo de Explosivo y la constante de roca**

De acuerdo con la siguiente ecuación el consumo de explosivo usando el GSI y RQD es:

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

$$C.E = \frac{0.56 * 2.75 * \tan\left(\frac{69+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-81.17}{3.3}}}$$

$$C.E = 0.638 \text{ Kg/m}^3$$

Con la Ecu. 16 encontramos la constante de roca sueca” propuesta por Langefors (1978).

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.638 + 0.0052$$

$$C = 0.57 \text{ Kg/m}^3.$$

- **Error de perforación**

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

$$E_p = 0.01 * 1.83 + 0.02$$

$$E_p = 0.038 \text{ m}.$$

En Cía. Minera Poderosa. se monitoreó el error de perforación llegando a determinar en 3 cm/m, este error es netamente de alineación de taladros (paralelismo), el error máximo para el tipo de perforación en Compañía Minera Poderosa.S.A debe ser 2 cm/m ya que se utiliza barrenos rígidos y la longitud de taladros son cortos (1.80 m, 2.40 m máximo), por tanto, será suficiente un buen emboquillado y paralelismo de taladros.

Tabla 38. Parámetros para calcular el algoritmo de Holmberg

DESCRIPCION	SIMBOLO	MAGNITUD	UNID	CONVER.	UNID
Diámetro de taladro cargado	\emptyset_1	36	mm	0.036	m
Diámetro de alivio	\emptyset_1	36	mm	0.036	m
Diámetro de taladro equivalente	\emptyset_2	85	mm	0.085	m
Ancho de la sección	W	2.50	m		
Anchura de la Cortada hasta el arco	AH	1.50	m		
altura del arco	arc	1	m		
Densidad de la roca	ρ_r	2.70	gr/cm ³		
RMR		74	%		
RQD		81.17	%		
GSI		69	%		
Constante de la roca	c	0.57	Kg/m		
Error de perforación	E_p	0.038	m		
Constante de Daños	k	15	16		
Desviación	Φ	1.66	cm/m		
Vol. Controlada en el techo			sin3°	0.0523	
Salida para Taladros de Contornos (inclinación)	γ	0.05	rad	3	°
Desviación angular	α	10	mm/m	0.01	
Desviación en el collar	β	20	mm	0.02	m

Fuente: Área De Perforación Y Voladura Contrata Minera Arca.S.A.C

4.3.3. DISEÑO DEL ARRANQUE

Se utilizará el algoritmo de Roger Holmberg con algunas modificaciones para mejorar la malla de perforación de esta manera obtendremos los resultados favorables que se desea:

Paso 1: Avance por disparo según el diámetro de broca y longitud de barra

Realizaremos un arranque de cuatro secciones, la profundidad de los taladros la estimaremos con la siguiente ecuación:

Con una broca de 36 mm obtendremos el siguiente valor:

$$L = 0.15 + 34.1 * \emptyset_1 - 39.4 * \emptyset_1^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 * 0.036 - 39.4 * 0.036^2$$

$$L=1.32m$$

Avance efectivo

$$L=1.32*0.95= 1.25m$$

Avance requerido.

$$L = 1.80\text{m} \times 0.95 = 1.71 \text{ m}$$

Esto nos da a conocer que con un solo taladro de alivio de 36 mm solo se podría alcanzar a 1.25 m de avance y como ya se calculó, el avance requerido es 1.71 m, por lo tanto, se tiene dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora. Se opta por perforar taladros alivio del mismo diámetro.

Cuando se utilizan arranques de N_t taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, se obtiene un diámetro equivalente:

$$\varnothing_2 = \varnothing_1 * \sqrt{N_t}$$

$$\varnothing_2 = 0.036 * \sqrt{5}$$

$$\varnothing_2 = 0.0805\text{m}$$

Calculando el avance efectivo.

$$L = 0.15 + 34.1 * 0.08 - 39.4 * 0.08^2$$

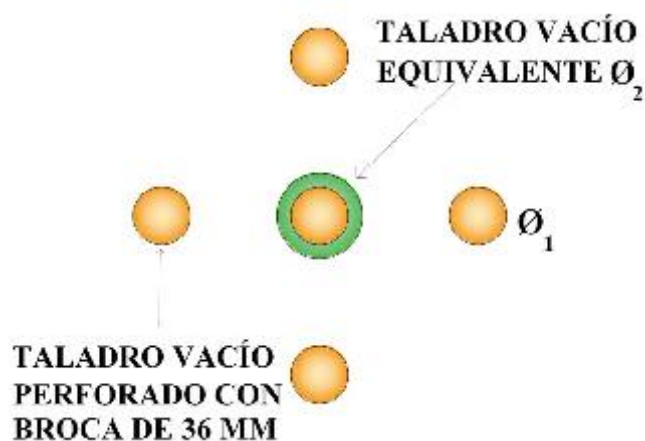
$$L = 2.639 \text{ m}$$

$$L = 2.62 * 0.95$$

$$L = 2.49\text{m}$$

Con cinco taladros de alivio es más que suficiente para alcanzar hasta 2.49m de avance con una eficiencia de disparo al 100%.

Figura 43. Taladro vacío equivalente

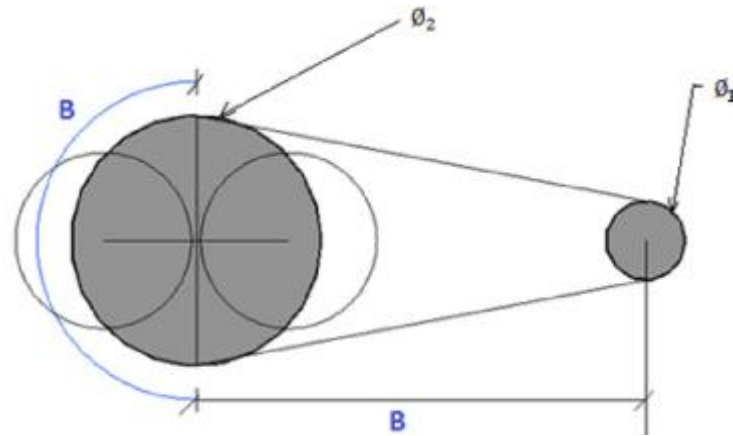


Fuente: Elaboración propia

Paso 2. Cálculo del burden en el arranque

El cálculo es según la teoría de áreas de influencia que se tiene a continuación:

Figura 44. Taladro vacío equivalente



Fuente: Elaboración propia

a. Diseño de arranque

- **Burden máximo según Holmberg**

$$B_1 = 1.7 * \varnothing_2$$

Dónde:

B_1 : Burden del primer cuadrante

\varnothing_2 = Diámetro del taladro equivalente = 0.0805m

$$B_1 = 1.7 * \varnothing_2 = 1.7 * 0.0805 = 0.14 \text{ m}$$

- **Burden Práctico**

$$B_{1p} = B_1 - E_p$$

Dónde:

E_p = Error de perforación (m)

$$E_p = (\alpha \cdot L + \epsilon)$$

Dónde:

α : Desviación angular (mm/m) = 0.01 m

L : Profundidad de los taladros (m) = 1.71m

ϵ : Error de emboquille (m) = 0.02m

$$E_p = (\alpha \cdot L + \epsilon) = (0.01 \times 1.83 + 0.02) = 0.038$$

$$B_{1P} = B_1 - E_p = 1.7 * \phi_2 - (\alpha * L + \varepsilon)$$

$$B_{1p} = 1.7\phi_2 - (\alpha L + \beta) = 0.14 - 0.038$$

$$B_{1p} = 0.10 \text{ m}$$

- **Apertura Rectangular según Holmberg**

$$A_{h1} = B_{1P} * \sqrt{2}$$

Donde:

A_{h1} : Apertura rectangular

$$A_{h1} = 0.10 * \sqrt{2}$$

$$A_{h1} = 0.14 \text{ m}$$

- **Concentración de Carga según Holmberg**

$$q_1 = 55 * \phi_1 * \sqrt{\left(\frac{B}{\phi_2}\right)^3 * \left(B - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right)}$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m) = 0.036m

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m) = 0.0805m

B = Burden = 0.14m

C = Constante de roca = 0.57

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

En este caso, se usará como explosivo el EMULEX 80% ($RWS_{ANFO} = 132\% = 1.32$)

ver en especificaciones de explosivos tabla N° 36

Reemplazando datos en la ecuación se tiene:

$$q_1 = 55 * 0.036 * \sqrt{\left(\frac{0.14}{0.0805}\right)^3 * \left(0.14 - \frac{0.0805}{2}\right) * \left(\frac{0.57}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.32}\right)}$$

$$q_1 = 0.49 \text{ kg/m}$$

- **Longitud del taco**

$$T_1 = 10 \phi_1 = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

Se sabe que la longitud de carga (Lc) es:

$$L_c = L_{Tal} - T_1$$

$$L_c = 1.71 - 0.36 = 1.35 \text{ m}$$

- **Espaciamiento entre taladros en el arranque**

$$S_1 = B_1 * \sqrt{2}$$

Donde:

S₁: Espaciamiento

B₁: Burden arranque

$$S_1 = 0.14 * \sqrt{2}$$

$$S_1 = 0.20 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos Emulex 80% 25mm por 203mm**

Se sabe que la longitud de carga (Lc) es:

$$\text{Profundidad del taladro} = 1.80 \text{ m} \times 0.95 = 1.71 \text{ m}$$

$$\text{Taco} = 10 * \varnothing_1$$

$$\text{Taco} = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

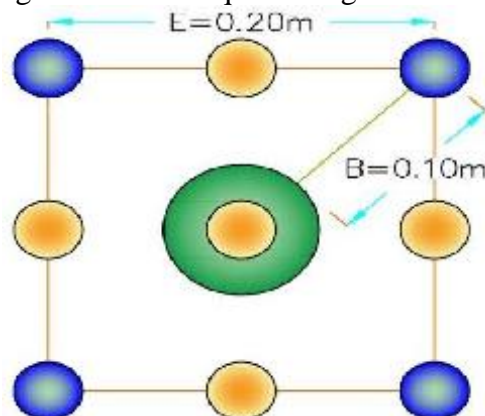
$$N^\circ \text{ Cart.} = \frac{(L_{Tal.} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$N^\circ \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

N° Cart. = 6.65 Cartuchos/Taladro, por factor de seguridad se toma al número entero superior

$$N^\circ \text{ Cart.} = 7 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

Figura 45. Diagrama del arranque del algoritmo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

Paso 3. Predicción de fragmentación

De acuerdo con el modelo de Kuz-Ram, la ecuación.

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_T} = K \right)^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{\frac{-19}{30}}$$

Donde.

\bar{X} = Tamaño medio de los fragmentos, cm = 8 pulgadas = 20 cm

A = Factor de roca (Índice de Volabilidad)

A = 7 para rocas medias

A = 10 para rocas duras,

A = 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

Q_e = Masa del explosivo utilizado / taladro (kg)

$Q_e = (q_l \times L_c) = 0.49 \times 1.35 = 0.66 \text{ kg}$

RWS_{ANFO} = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al Anfo (Emulex 80%) = 1.32

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m³ = C.E = 0.57

Reemplazando en la ecuación se tiene:

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

$$\bar{X} = 10(0.57)^{0.8} * 0.66^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{132}{115} \right)^{\frac{-19}{30}}$$

$$\bar{X} = 5.45 \text{ cm}$$

Este resultado nos predice que no tendremos problemas de bancos porque el tamaño promedio está por muy debajo de 8 pulgadas (20cm) que es la longitud de la parrilla de los echaderos. Si queremos interpretar este resultado de manera técnica se podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 5.45 cm

Paso 4. Diseño de las cuatro secciones del corte según Holmberg

b. Primera Sección

- **Apertura Rectangular primera sección según Holmberg**

$$A_{h1} = (B_1 - E_p) * \sqrt{2}$$

$$A_{h1} = (0.14 - 0.038) * \sqrt{2}$$

$$A_{h1} = 0.14 \text{ m}$$

- **Burden máximo de la primera según Holmberg**

$$B_2 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * c}}$$

Donde:

A_1 =Apertura rectangular arranque = 0.14 m

q_1 =Concentración de carga = 0.49 kg/m³

RWS_{ANFO} =Potencia relativa con respecto al peso de Emulex 80% =1.32

ϕ_1 = Diámetro de taladro cargado = 0.036 m

C= constante de roca = 0.57

$$B_2 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.14 * 0.49 * 1.32)}{(0.036 * 0.57)}}$$

$$B_2 = 0.185 \text{ m}$$

- **Burden prácticos de la primera sección según Holmberg**

$$B_{2p} = B_2 - E_p$$

$$B_{2p} = 0.185 - 0.038$$

$$B_{2p} = 0.15 \text{ m}$$

- **Espaciamiento de la primera sección según Holmberg**

$$S_2 = \sqrt{2} * (B_{2p} + \frac{S_1}{2})$$

$$S_2 = \sqrt{2} * (0.15 + \frac{0.20}{2})$$

$$S_2 = 0.35 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos Emulex 80% 203mm por 25 mm**

Se sabe que la longitud de carga (L_c) es:

Profundidad del taladro = 1.80m x 0.95 =1.71 m

Taco = 10* ϕ_1

Taco = 10*0.036 = 0.36 m

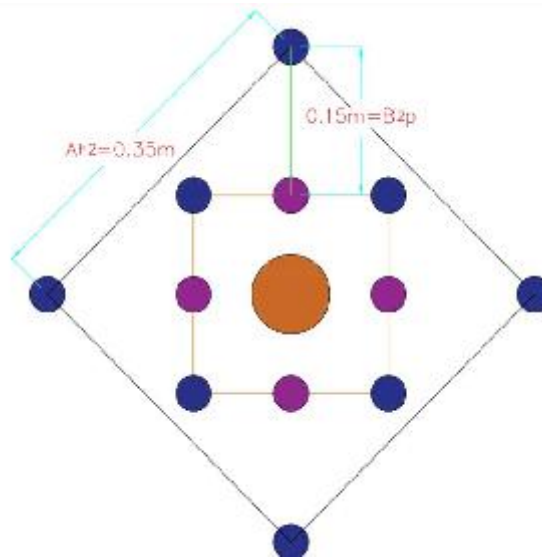
$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(L_{\text{Tal.}} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

$N^{\circ} \text{ Cart.} = 6.65$ Cartuchos/Taladro, por factor de seguridad se toma al número entero superior

$N^{\circ} \text{ Cart.} = 7$ Cartuchos/Taladro

Figura 46. Diagrama de la segunda sección de corte según algoritmo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

c. Segunda sección

- **Apertura Rectangular segunda sección según Holmberg**

$$A_{h2} = (B_{2p} + \frac{A_{h1}}{2}) * \sqrt{2}$$

$$A_{h2} = (0.15 + \frac{0.20}{2}) * \sqrt{2}$$

$$A_{h2} = 0.35 \text{ m}$$

- **Burden Máximo segunda sección según Holmberg**

$$B_3 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h2} * q * RWS_{ANFO}}{(\phi_1 * c)}}$$

$$B_3 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.35 * 0.49 * 1.32)}{(0.036 * 0.57)}}$$

$$B_3 = 0.292\text{m}$$

- **Burden práctico segunda sección según Holmberg**

$$B_{3p} = (B_3 - E_p)$$

$$B_{3p} = 0.292 - 0.038$$

$$B_{3p} = 0.25\text{m}$$

- **Espaciamiento entre taladros de segunda sección**

$$S_3 = \sqrt{2} * (B_{3p} + \frac{S_2}{2})$$

$$S_3 = \sqrt{2} * (0.25 + \frac{0.35}{2})$$

$$S_3 = 0.60\text{m}$$

- **Número de cartuchos Emulex 80% 203mm por 25 mm**

Se sabe que la longitud de carga (Lc) es:

$$\text{Profundidad del taladro} = 1.80\text{m} \times 0.95 = 1.71\text{ m}$$

$$\text{Taco} = 10 * \varnothing_1$$

$$\text{Taco} = 10 * 0.036 = 0.36\text{ m}$$

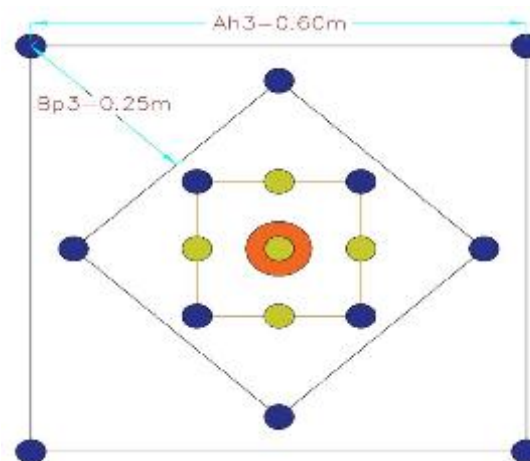
$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = \frac{(L_{\text{Tal.}} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

Nº Cart. = 6.65 Cartuchos/Taladro, por factor de seguridad se toma al número entero superior

$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = 7 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

Figura 47. Diagrama del Tercer cuadrante del modelo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

d. Tercera sección

- **Apertura Rectangular tercera sección según Holmberg**

$$A_{h3} = (B_{3p} + \frac{A_{h2}}{2}) * \sqrt{2}$$

$$A_{h3} = (0.25 + \frac{0.35}{2}) * \sqrt{2}$$

$$A_{h3} = 0.60\text{m}$$

- **Burden Máximo tercera sección según Holmberg**

$$B_4 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h3} * q * RWS_{ANFO}}{(\emptyset_1 * c)}}$$

$$B_4 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.60 * 0.49 * 1.32)}{(0.036 * 0.57)}}$$

$$B_4 = 0.383\text{m}$$

- **Burden práctico tercera sección según Holmberg**

$$B_{4p} = (B_4 - E_p)$$

$$B_{4p} = 0.383 - 0.038$$

$$B_{4p} = 0.35\text{m}$$

- **Distancia entre taladros tercera sección según Holmberg**

$$S_4 = \sqrt{2} * (B_{4p} + \frac{S_3}{2})$$

$$S_4 = \sqrt{2} * (0.35 + \frac{0.60}{2})$$

$$S_4 = 0.92 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos Emulex 80% 203mm por 25 mm**

Se sabe que la longitud de carga (Lc) es:

$$\text{Profundidad del taladro} = 1.80\text{m} * 0.95 = 1.71 \text{ m}$$

$$\text{Taco} = 10 * \emptyset_1$$

$$\text{Taco} = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

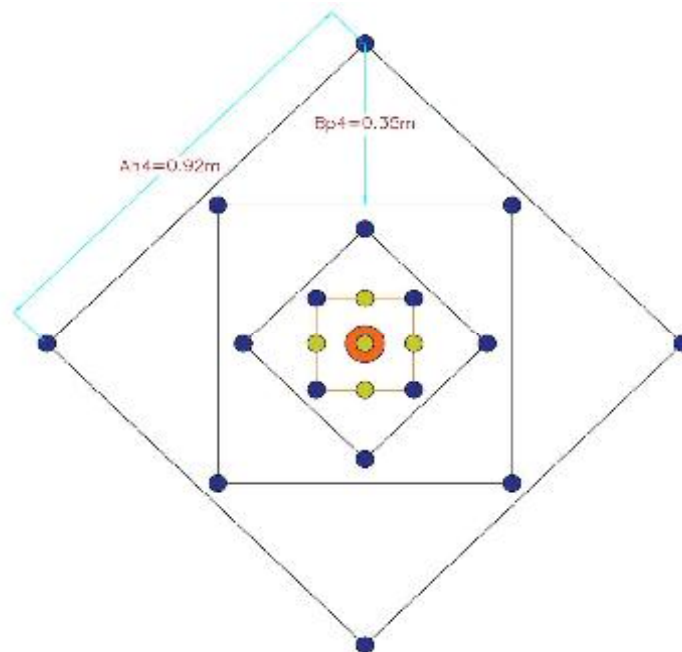
$$N^\circ \text{ Cart.} = \frac{(L_{Tal.} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$N^\circ \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

N° Cart. = 6.65 Cartuchos/Taladro, por factor de seguridad se toma al número entero superior

N° Cart. = 7 Cartuchos/Taladro

Figura 48. Diagrama de la tercera sección del modelo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

e. Cuarta Sección:

- **Apertura Rectangular cuarta sección según Holmberg**

$$A_{h4} = \left(B_{4p} + \frac{A_{h3}}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$A_{h4} = \left(0.35 + \frac{0.6}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$A_{h4} = 0.92m$$

- **Burden Máximo cuarta sección según Holmberg**

$$B_5 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h4} * q * RWS_{ANFO}}{(\phi_1 * c)}}$$

$$B_5 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.92 * 0.49 * 1.32)}{(0.036 * 0.57)}}$$

$$B_5 = 0.474m$$

- **Burden práctico cuarta sección según Holmberg**

$$B_{5p} = (B_5 - E_p)$$

$$B_{5p} = 0.474 - 0.038$$

$$B_{5p} = 0.44m$$

$$B_{5p} = 0.44 + 0.02 = 0.46m$$

F=+-0.02. facto de corrección

- **Espaciamiento cuarta sección según Holmberg**

$$S_5 = \sqrt{2} * (B_{5p} + \frac{S_4}{2})$$

$$S_5 = \sqrt{2} * (0.46 + \frac{0.92}{2})$$

$$S_5 = 1.30m$$

- **Número de cartuchos Emulex 80% 203mm por 25 mm**

Se sabe que la longitud de carga (Lc) es:

$$\text{Profundidad del taladro} = 1.80m \times 0.95 = 1.71 \text{ m}$$

$$\text{Taco} = 10 * \varnothing_1$$

$$\text{Taco} = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

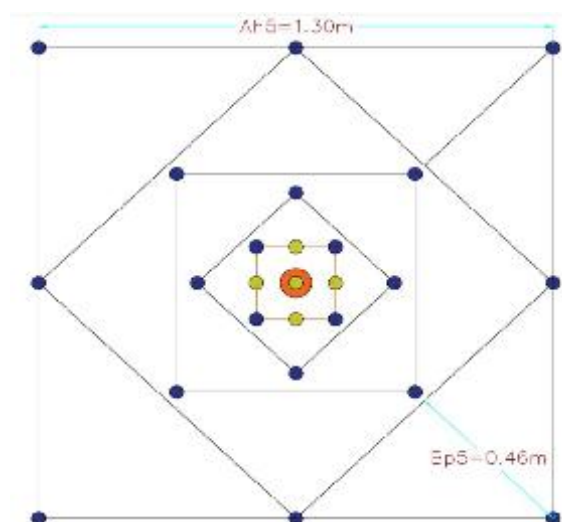
$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = \frac{(L_{\text{Tal.}} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

Nº Cart. = 6.65 Cartuchos/Taladro, por factor de seguridad se toma al número entero superior

$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = 7 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

Figura 49. Diagrama de cuarta sección del algoritmo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

f. Cálculos para determinar el número de taladros y cantidad de carga en los arrastres.

• **Burden Máximo**

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{c * f \left(\frac{S}{b}\right)}} \dots \dots \dots (46)$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{0.49 * 1.32}{0.57 * 1.45 * 0.8}} = 0.890 \text{ m}$$

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B=0.8, Relación espaciamento/Burden.

q₁= Concentración de carga con explosivo Emulex 80%.

RWSANFO= Potencia Relativa en peso referida al ANFO=1.32.

C= Constante de roca corregida.

C= c + 0.05 para burden ≥ 1.4 m

C= c + 0.07/B para burden < 1.4 m = 0.57 + 0.07/0.890 = 0.65

$$B_A = 0.9 * \sqrt{\frac{0.49 * 1.32}{0.65 * 1.45 * 0.8}}$$

$$B_A = 0.82\text{m}$$

• **Burden Práctico según Holmberg**

$$B_{Ap} = \frac{B_A - L * \sin\gamma - E_p}{2}$$

$$B_{Ap} = \frac{0.82 - 1.71 * \sin 3 - 0.038}{2}$$

$$B_{Ap} = 0.35 \text{ m}$$

• **Número de taladros en arrastres según Holmberg**

$$N_t = \text{Número entero} \left(\frac{W + 2 * L * \sin\gamma}{B_A} + 2 \right)$$

Donde:

$W = \text{Ancho de la Sección (m)} = 2.5\text{m}$

$L = \text{Longitud de perforación (m)} = 1.71\text{m}$

$\gamma = \text{Angulo de inclinación (}^\circ\text{)} = 3$

$B_A = \text{Burden de Arrastre (m)} = 0.82\text{m}$

$$N_t = \text{Número entero} \left(\frac{2.5 + 2 * 1.71 * \text{sen}3}{0.82} + 2 \right)$$

$N_t = 5.23$ taladros, redondeando se tiene

$N_t = 5$ taladros.

- **Espaciamiento en el Arrastre según Holmberg**

- a. **Espaciamiento en el medio**

$$S_{am} = \frac{W + 2 * L * \text{sen}\gamma}{N_{t-1}}$$

$$S_{am} = \frac{2.5 + 2 * 1.71 * \text{sen}3}{5 - 1}$$

$$S_{am} = 0.67\text{m}$$

- b. **Espaciamiento en los Esquinas**

$$S_{ae} = S_{am} - L * \text{sen}\gamma$$

$$S_{ae} = 0.67 - 1.71 * \text{sen}3$$

$$S_{ae} = 0.58\text{m}$$

- **Número de cartuchos Emulex 80% 203mm por 25 mm**

Se sabe que la longitud de carga (L_c) es:

$$\text{Profundidad del taladro} = 1.80\text{m} * 0.95 = 1.71 \text{ m}$$

$$\text{Taco} = 10 * \varnothing_1$$

$$\text{Taco} = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

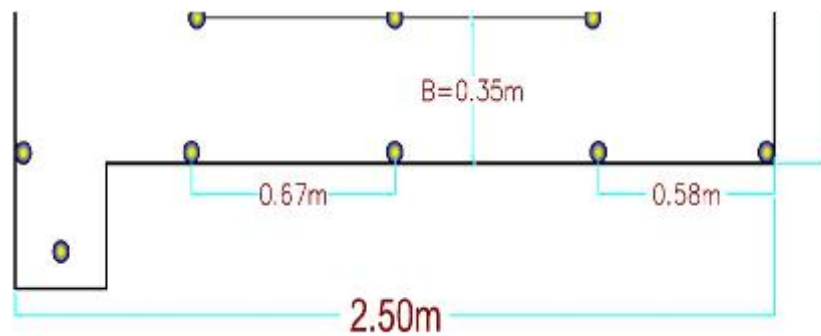
$$N^\circ \text{ Cart.} = \frac{(L_{\text{Tal.}} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

$N^{\circ} \text{ Cart.} = 6.65$ Cartuchos/Taladro, por factor de seguridad se toma al número entero superior

$N^{\circ} \text{ Cart.} = 7$ Cartuchos/Taladro

Figura 50. Distribución de taladros de arrastre según el algoritmo de Holmberg



Fuente: Elaboración propia

g. Cálculos para determinar el número de taladros y cantidad de carga en la corona según Holmberg

Se está haciendo voladura controlada, usándose Semexsa 65% 7 pulgadas por 7/8pulgadas

• **Espaciamiento en el contorno**

$$S_c = k * \phi_1$$

Dónde:

K = constante [15,16]

ϕ_1 = diámetro de taladro (m).

S/B = Relación de espaciamento/Burden debe ser 0.85

$$S_c = 15 * 0.036$$

$$S_c = 0.54\text{m}$$

• **Burden en la corona según Holmberg**

$$B_c = \frac{S_c}{\left(\frac{S}{B}\right)}$$

E/B=Relación de espaciamento/Burden debe ser 0.85, para voladura controlada.

$$B_c = \frac{0.54}{0.85}$$

$$B_c = 0.635 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

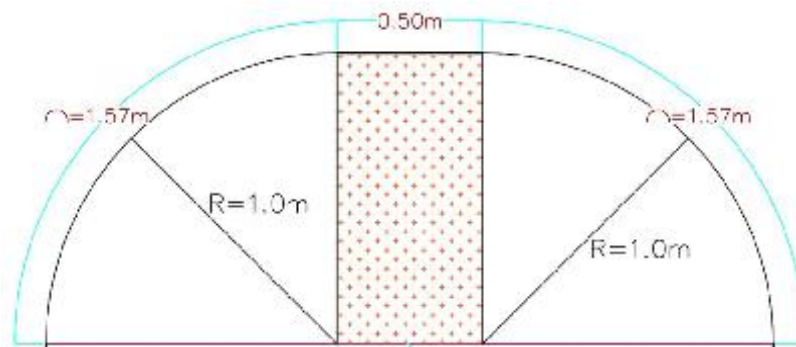
$$B_{cp} = B_c - L * \sin\gamma - E_p$$

$$B_{cp} = 0.635 - 1.71 * \sin 3 - 0.038$$

$$B_{cp} = 0.50 \text{ m}$$

- **Número de taladros según Holmberg**

Figura 51. Perímetro del arco de la Cortada SW.



Fuente: elaboración propia

$$L_{Arco} = 2 * \frac{\pi * R * \gamma}{180} + 0.5 \text{ m}$$

$$L_{Arco} = 2 * \frac{\pi * R}{2} + 0.5$$

$$L_{Arco} = 3.1416 * 1 + 0.5 = 3.64 \text{ m}$$

$$N_{tc} = \text{Número entero} \left(\frac{W + 2 * L * \sin\gamma}{S_c} + 1 \right)$$

$$N_{tc} = \text{Número entero} \left(\frac{2.5 + 2 * 1.71 * \sin 3}{0.54 \text{ m}} + 1 \right)$$

$$N_{tc} = 5 \text{ taladros}$$

- **Espaciamento práctico en la corona según Holmberg**

$$S_{pc} = \left(\frac{L_{Arco}}{N_t + 1} \right)$$

$$S_{PC} = \left(\frac{3.64}{5 + 1} \right)$$

$$S_{PC} = 0.60 \text{ m}$$

- **Para encontrar la concentración de carga mínima según Holmberg**

$$q_{cm} = 90 * \phi_1^2$$

$$q_{cm} = 90 * (0.036)^2$$

$$q_{cm} = 0.12 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de Carga según Holmberg**

$$q_1 = 55 * \phi_1 * \sqrt{\left(\frac{B}{\phi_2}\right)^3 * \left(B - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right)}$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m) = 0.036

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m) = 0.0805

B = Burden (m) = 0.14

C = Constante de roca = 0.57

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

En este caso, se usará como explosivo el Semexsa 65% ($RWS_{ANFO} = 104\% = 1.04$)

Reemplazando datos en la ecuación se tiene:

$$q_1 = 55 * 0.036 * \sqrt{\left(\frac{0.140}{0.0805}\right)^3 * \left(0.140 - \frac{0.0805}{2}\right) * \left(\frac{0.57}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.04}\right)}$$

$$q_1 = 0.62 \text{ Kg/m}$$

- **Número de cartuchos Semexsa 65% 22mmx177mm**

Como se puede observar se requiere 0.62 kg/m de explosivo, pero teóricamente se necesita como mínimo 0.12 kg/m, lo cual decidimos usar el 70% de carga para hacer una voladura controlada.

$$\text{Taco} = 20 * \phi_1$$

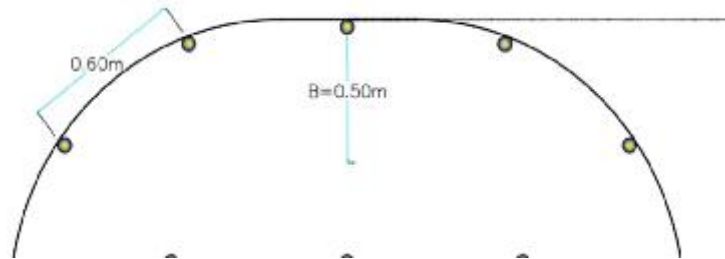
$$\text{Taco} = 15 * 0.036 = 0.54 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = \frac{(L_{Tal.} - \text{Taco}) * q_1}{\text{Peso cart.}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.54) * 0.62 * 70\%}{0.079}$$

N° Cart. = 6 Cartuchos/Taladro

Figura 52. Distribución de taladros de la corona según el algoritmo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

h. Cálculos para determinar el número de taladros y cantidad de carga en los hastiales

- **Distancia disponible para taladros de los hastiales**

$$AH_{\text{hastiales}} = AH - B_{Ap} - R$$

Donde:

A_H = Altura de la labor = 2.50m

B_{Ap} = Burden práctico del arrastre = 0.35m

R = Radio del arco = 1.00m

$$AH_{\text{hastiales}} = 2.5 - 0.35 - 1 = 1.15 \text{ m}$$

- **Burden en los hastiales según Holmberg**

$$B_{\text{hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{(q * RWS_{ANFO})}{(c * f * (\frac{S}{B}))}}$$

Donde:

La dirección de salida de los taladros es hacia abajo:

f = factor de fijación es 1.45

$S/B = 1.20$

q_1 = Concentración de carga con explosivo Emulex 80%.

RWS_{ANFO} = Potencia Relativa en peso referida al ANFO = 1.32.

$$B_{\text{hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{(0.49 * 1.32)}{(0.57 * 1.45 * 1.25)}}$$

$$B_{\text{hastiales}} = 0.712\text{m}$$

C= Constante de roca corregida.

$$C = c + 0.05 \text{ para burden } \geq 1.4 \text{ m}$$

$$C = c + 0.007 \text{ para burden } < 1.4 \text{ m} = 0.57 + 0.007 = 0.58$$

$$B_{\text{hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{(0.49 * 1.32)}{(0.58 * 1.45 * 1.20)}}$$

$$B_{\text{hastiales}} = 0.72\text{m}$$

- **Burden práctico según Holmberg**

$$B_{\text{Phastiales}} = \frac{B_{\text{hastiales}} - L * \sin\gamma - Ep}{2}$$

$$B_{\text{Phastiales}} = \frac{0.72 - 1.71 * \sin 3 - 0.038}{2}$$

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

- **Número de taladros en los hastiales:**

$$N^{\circ}_{\text{Thastiales}} = \text{ENTERO} \left[\left(\frac{AH}{B_{\text{hastiales}} \left(\frac{S}{B} \right)} \right) + 2 \right]$$

$$N^{\circ}_{\text{Thastiales}} = \text{ENTERO} \left[\left(\frac{1.15}{(0.72 * 1.25)} \right) + 2 \right]$$

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

- **Espaciamiento de los taladros de hastiales:**

$$S_{\text{hastiales}} = \frac{AH_{\text{hastiales}}}{N^{\circ}_{\text{Thastiales}} - 1}$$

$$S_{\text{hastiales}} = \frac{1.15}{3 - 1}$$

$$S_{\text{hastiales}} = 0.575 \text{ m} = 0.58 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos de Emulex 80% 203mm por 25 mm**

$$\text{Taco} = 10 * \emptyset_1$$

$$\text{Taco} = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

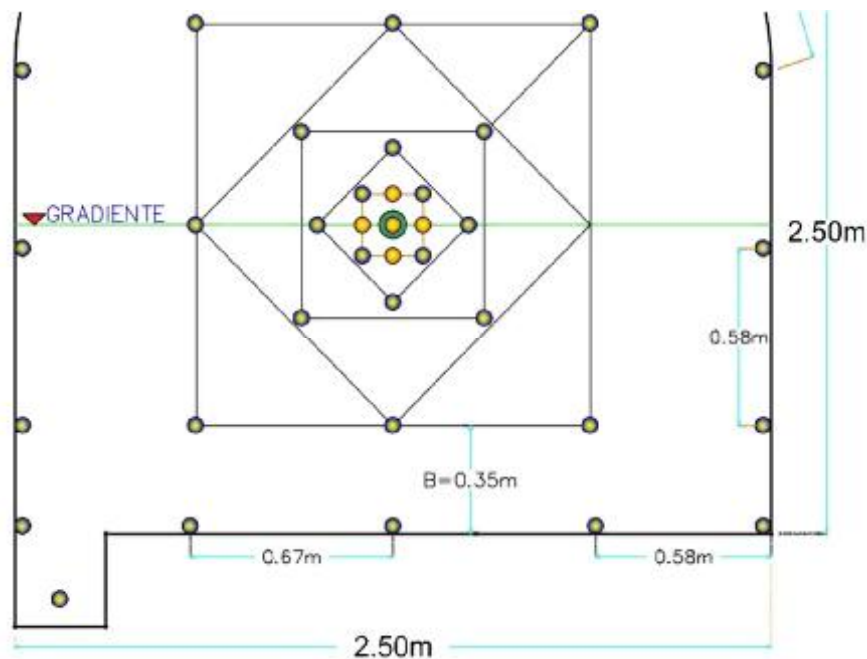
$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(L_{\text{Tal.}} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

$N^{\circ} \text{ Cart.} = 6.65$ Cartuchos/Taladro, por factor de seguridad se toma al número entero superior

$N^{\circ} \text{ Cart.} = 7$ Cartuchos/Taladro

Figura 53. Distribución de taladros en los hastiales según el algoritmo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

i. Cálculos para determinar el número de taladros y cantidad de carga en los tajeos b

- Distancia disponible por poner los taladros horizontales

$$\text{DIST. ZONA B} = \frac{W - A_{h5} - 2 * B_{phastiales}}{2}$$

Donde:

$W =$ Ancho de la labor = 2.50m

$A_{h5} =$ apertura de cuarta sección = 1.30m

$B_{phastiales} =$ burden práctico hastiales = 0.30m

$$\text{DIST. ZONA B} = \frac{2.5 - 1.30 - 2 * 0.30}{2}$$

$\text{DIST. ZONA B} = 0.30 \text{ m}$

- **Burden de la zona b según Holmberg**

$$B_{Zona B} = 0.9 * \sqrt{\frac{(q * RWS_{ANFO})}{(c * f * (\frac{S}{B}))}}$$

Donde:

La dirección de salida de los taladros es hacia arriba y horizontalmente:

f=factor de fijación es 1.45

S/B=1.25

$$B_{Zona B} = 0.9 * \sqrt{\frac{(0.49 * 1.32)}{(0.57 * 1.45 * 1.20)}}$$

$$B_{Zona B} = 0.72m$$

- **Burden práctico**

$$B_{PZona B} = \frac{B_{Zona B} - L * \sin 3 - Ep}{2}$$

$$B_{PZona B} = \frac{0.72m - 1.71 * \sin 3 - 0.038}{2}$$

$$B_{PZona B} = 0.30m$$

- **Número de columnas disponibles**

$$\frac{N_{columnas}}{seccion B} = \frac{DIST.ZONA B}{B_{PZona B}}$$

$$\frac{N_{columnas}}{seccion B} = \frac{0.30}{0.30}$$

$$\frac{N_{columnas}}{seccion B} = 1$$

- **Número de taladros por columna según Holmberg**

$$N^{\circ}t_{ZONA B} = \left[\frac{AH_{hastiales}}{(\frac{S}{B})} + 2 \right]$$

$$N^{\circ}t_{ZONA B} = \left[\frac{1.15}{1.25} + 2 \right]$$

$$N^{\circ}t_{ZONA B} = 2 \text{ Taladros}$$

- **Espaciamiento en el medio según Holmberg**

$$S_{ZONA B} = \left[\frac{AH_{hastiales}}{N^{\circ}t_{ZONA B}} \right]$$

$$S_{ZONA B} = \left[\frac{1.15}{2} \right]$$

$$S_{ZONA B} = 0.575 \text{ m} = 0.58 \text{ m}$$

- **Espaciamiento en la esquina**

$$S_{ZONA B} = \left[\frac{AH_{hastiales}}{N^{\circ}t_{ZONA B} * 2} \right]$$

$$S_{ZONA B} = \left[\frac{1.15}{2 * 2} \right]$$

$$S_{ZONA B} = 0.29 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos de Emulex 80% 25mm por 203mm**

$$\text{Taco} = 10 * \emptyset_1$$

$$\text{Taco} = 10 * 0.036 = 0.36 \text{ m}$$

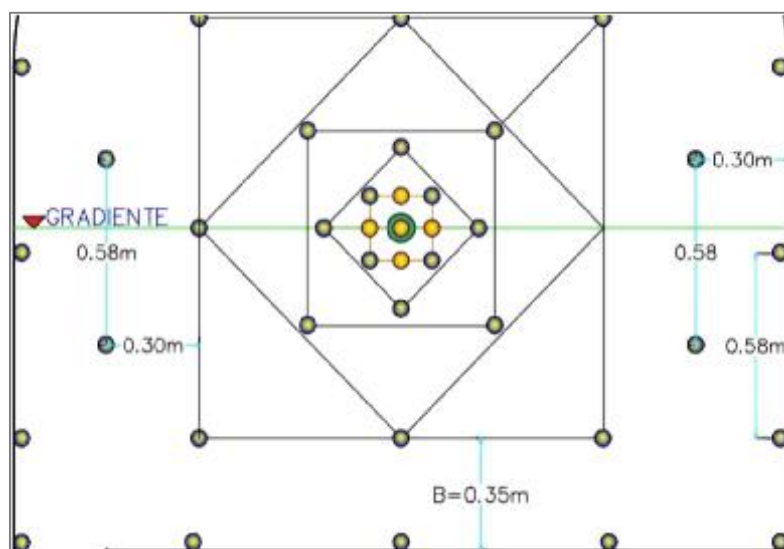
$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(L_{Tal.} - \text{Taco})}{\text{Longitud Cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.36)}{0.203}$$

$N^{\circ} \text{ Cart.} = 6.65 \text{ Cartuchos/Taladro}$, por factor de seguridad se toma al número entero superior

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = 7 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

Figura 54. Distribución de taladros de tajeos B según el algoritmo de Holmberg



Fuente: Elaboración Propia

j. Cálculos para determinar el número de taladros y cantidad de carga en los tajeos c

- **Ancho disponible para taladros del tajeo c**

$$ANCHO_{DISP} = W - 4 * B_{P \text{ hastiales}}$$

Donde:

$$W = \text{ancho de la labor} = 2.50\text{m}$$

$$B_{phastiales} = \text{burden práctico hastiales} = 0.30\text{m}$$

$$ANCHO_{DISP} = 2.5 - 4 * 0.30$$

$$ANCHO_{DISP} = 1.30 \text{ m}$$

- **Burden de la zona c**

$$B_{Zona C} = 0.9 * \sqrt{\frac{(q * RWS_{ANFO})}{(cf(\frac{S}{B}))}}$$

Donde:

La dirección de salida de los taladros es hacia abajo:

f=factor de fijación es 1.20

$$S/B=1.1$$

$$B_{Zona C} = 0.9 * \sqrt{\frac{(0.49 * 1.32)}{(0.57 * 1.20 * 1.1)}}$$

$$B_{Zona C} = 0.799 \text{ m}$$

$$\hat{c} = c + 0.007 = 0.57 + 0.007 = 0.58 \text{ m, para el burden } \leq 1.4\text{m}$$

- **El burden con la constante de roca corregida según Holmberg**

$$B_{Zona C} = 0.9 * \sqrt{\frac{(q * RWS_{ANFO})}{(\hat{c} * f * (\frac{S}{B}))}}$$

$$B_{Zona C} = 0.9 * \sqrt{\frac{(0.49 * 1.32)}{(0.58 * 1.20 * 1.1)}}$$

$$B_{Zona C} = 0.82 \text{ m}$$

- **Burden práctico de la zona c**

$$B_{P.ZONA C} = \frac{B_{ZONA C} - L * \sin\gamma - Ep}{2}$$

$$B_{P.ZONAC} = \frac{0.82 - 1.71 * \sin 3 - 0.038}{2}$$

$$B_{P.ZONAC} = 0.35 \text{ m}$$

- **Número de taladros de la zona c**

$$N^{\circ}T_{ZONAC} = \left[\frac{S5}{\left(\frac{S}{B}\right)} + 2 \right]$$

$$N^{\circ}T_{ZONAC} = \left[\frac{1.3}{1.25} + 2 \right]$$

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

- **Espaciamiento de taladros en zona c**

$$S_{ZONAC} = \left[\frac{S5}{N^{\circ}T_{ZONAC} - 1} \right]$$

$$S_{ZONAC} = \left[\frac{1.3}{3 - 1} \right]$$

$$S_{ZONAC} = 0.65 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos de Emulex 80% 203mm por 25 mm**

$$\text{Taco} = 15 * \emptyset_1$$

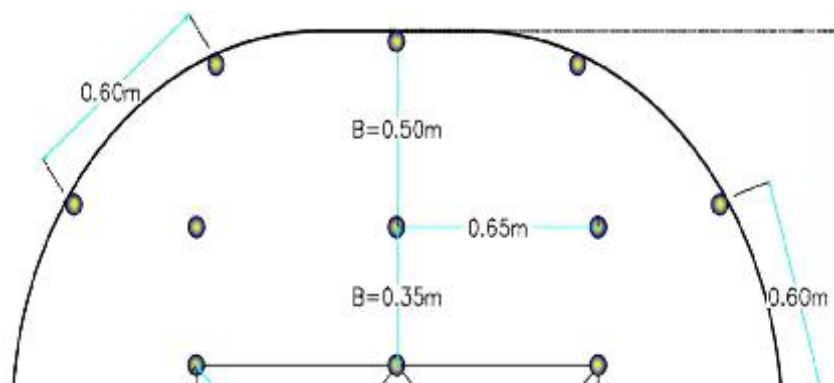
$$\text{Taco} = 15 * 0.036 = 0.54 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(L_{Tal.} - \text{Taco}) * q_1}{\text{Peso cart.}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{(1.71 - 0.54) * 0.49}{0.11}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = 6 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

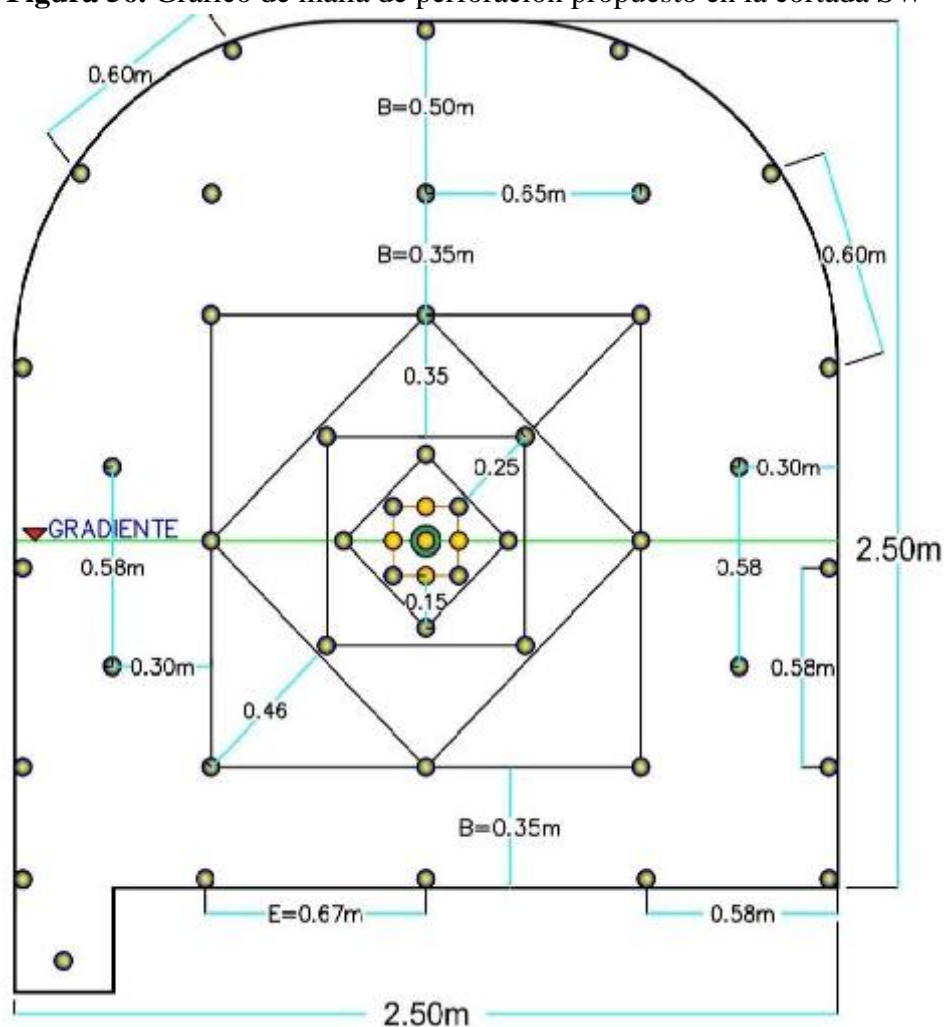
Figura 55. Distribución de taladros en tajeos C según el algoritmo de Holmberg.



Fuente: Elaboración propia

4.3.4. MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA DE LA CORTADA SW

Figura 56. Gráfico de malla de perforación propuesto en la cortada SW



Fuente: Elaboración propia

Tabla 39. Resumen de distribución de taladros.

UBICACIÓN	Taladros
Arranque	4
Primera sección	4
Primera sección	4
Primera sección	4
Primera sección	4
Tajeo C	3
Corona	5
Tajeo B	4
Hastial	6
Arrastre	6
Alivio	5
# TALADROS	49

Fuente: Elaboración propia

4.3.5. RESUMEN DE LOS PARAMETROS DEL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

En la presente tabla se observa el resumen de las ecuaciones que se usaron en el cálculo de espaciamiento y burden de la malla de perforación del frente de la Cortada Suroeste de Cía. Minera Poderosa

Tabla 40. Resumen de ecuaciones de cálculo de malla de perforación según el algoritmo de Holmberg

SECCIÓN	BURDEN (B) EN METROS	ESPACIAMIENTO (S) EN METROS
Arranque	$B_{1P} = 1.7 * \phi_2 - Ep$	$S_1 = (1.7 * \phi_2) * \sqrt{2}$
Primera sección	$B_{2P} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_1 * q_1 * RWSANFO}{\phi_1 * c}} - Ep$	$S_2 = \left(B_{2P} + \frac{A_1}{2}\right) * \sqrt{2}$
Segunda sección	$B_{3P} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_2 * q_1 * RWSANFO}{\phi_1 * c}} - Ep$	$S_3 = \left(B_{3P} + \frac{A_2}{2}\right) * \sqrt{2}$
Tercera sección	$B_{4P} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_3 * q_1 * RWSANFO}{\phi_1 * c}} - Ep$	$S_4 = \left(B_{4P} + \frac{A_3}{2}\right) * \sqrt{2}$
Cuarta sección	$B_{5P} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_4 * q_1 * RWSANFO}{\phi_1 * c}} - Ep$	$S_5 = \left(B_{5P} + \frac{A_4}{2}\right) * \sqrt{2}$
Tajeo B	$B_{Zona B} = \frac{0.9}{2} * \left(\sqrt{\frac{q * RWSANFO}{\left(cf * \left(\frac{S}{B}\right)\right)}} - Lsen3 - Ep \right)$	$S_{Zona B} = \frac{AH_{hastiales}}{N^{\circ}tZONA_B}$
Tajeo C	$B_{Zona C} = \frac{0.9}{2} * \left(\sqrt{\frac{q * RWSANFO}{\left(cf * \left(\frac{S}{B}\right)\right)}} - Lsen3 - Ep \right)$	$S_{Zona C} = \left(\frac{S_5}{N^{\circ}tZONAC - 1} \right)$
Hastiales	$B_{Phastiales} = \frac{0.9}{2} * \left(\sqrt{\frac{q * RWSANFO}{\left(cf * \left(\frac{S}{B}\right)\right)}} - Lsen3 - Ep \right)$	$S_{hastiales} = \left(\frac{AH_{hastiales}}{N^{\circ}thastiales - 1} \right)$
Corona	$B_{pCorona} = \frac{S_c}{\left(\frac{S}{B}\right)} - Lsen3 - Ep$	$S_{Corona} = \left(\frac{L_{Arco}}{N^{\circ}tCorona + 1} \right)$
Arrastre	$B_{Phastiales} = \frac{0.9}{2} * \left(\sqrt{\frac{q * RWSANFO}{\left(cf * \left(\frac{S}{B}\right)\right)}} - Lsen3 - Ep \right)$	$S_{Arrastre} = \left(\frac{W + 2 * L * sen\gamma}{N^{\circ}tArrastre - 1} \right)$

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente tabla se muestra un resumen de los resultados de cálculo para la malla de perforación en metros, que nos indica cuánto es el espaciamiento y burden de cada uno de los sectores del frente de perforación de la Cortada Suroeste de Cía. Minera Poderosa.S.A

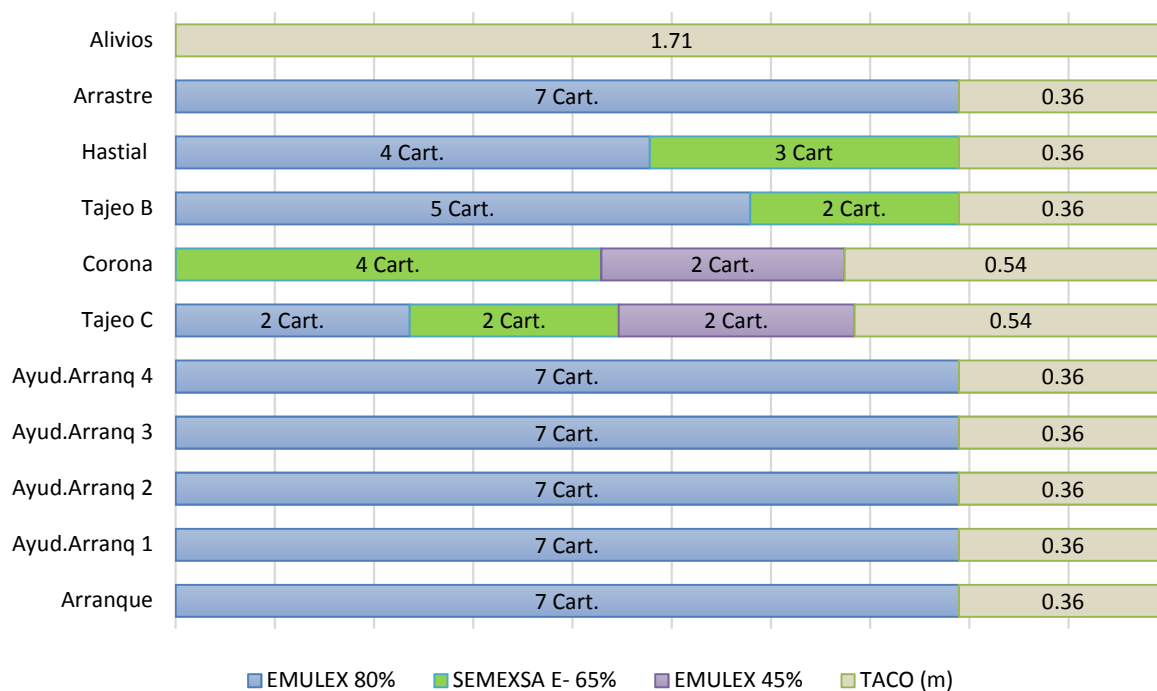
Tabla 41. Resumen de resultados de cálculo de malla de perforación.

SECCIÓN	BURDEN (B)	ESPACIAMIENTO (S)	UNIDAD
Arranque	0.1	0.2	m
Primera sección	0.15	0.35	m
Segunda sección	0.25	0.6	m
Tercera sección	0.35	0.92	m
Cuarta sección	0.46	1.3	m
Tajeo B	0.3	0.58	m
Tajeo C	0.35	0.65	m
Hastiales	0.3	0.58	m
Corona	0.5	0.6	m
Arrastre	0.35	0.58	m

Fuente: Elaboración propia

4.3.6. DISTRIBUCIÓN DE CARGA PROPUESTA

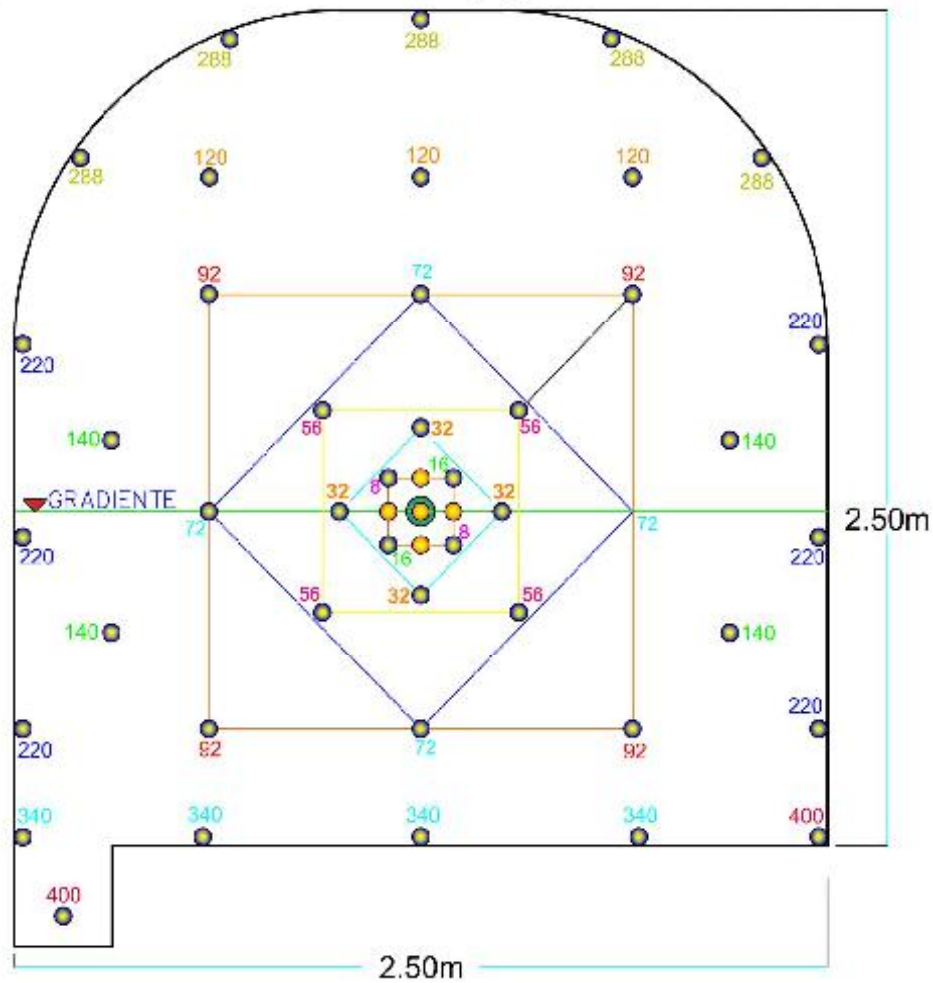
Tabla 42. Distribución de carga explosiva propuesta



Fuente: Elaboración propia

4.3.7. DISEÑO DE MALLA DE VOLADURA PROPUESTA

Figura 57. Diseño de malla de voladura propuesta utilizando accesorio Exsanel



Fuente: elaboración propia

4.3.8. COSTOS DE PERFORACIÓN CON LA NUEVA MALLA PROPUESTA EN LA CORTADA SW

Cálculo de incidencia en mano de obra

Promedio de taladros por frente = 49 Taladros

Tiempo de perforación por taladro = 3.3 min

Tiempo efectivo por guardia = 8 Horas

$$\text{Tiempo de perforación} = 49 \text{ Tal} * \frac{3.3 \text{ min}}{\text{Tal}} = 161.7 \text{ min} = 2.69 \text{ Horas}$$

$$\text{Incidencia mano de obra} = \frac{2.69 \text{ Horas}}{8 \text{ Horas}} * 100\% = 33.63\%$$

Metros perforados por aceros de perforación

metros perf. con barreno 1.20m = 1.20m * 49 Tal * 0.95 = 55.86m

metros perf. con barreno 1.80m = 1.80m * 49 Tal * 0.95 – 55.86 = 27.93m

metros perf. con Broca 36mm = 55.86 + 27.93 = 83.79m

Consumo de aire comprimido

$$\text{Aire comprimido} = 110 \frac{\text{pie}^3}{\text{min}} * 161.7 \text{min} * 28.3168 \frac{\text{Litros}}{\text{pie}^3} = 503670.92 \text{ litros}$$

De acuerdo con las siguientes especificaciones se tienen el costo de perforación en la siguiente tabla.

El costo de perforación está directamente ligado a la cantidad de taladros que se realiza en el frente de esta manera cuando se realiza menor cantidad de taladros será menor el costo por accesorios de perforación, equipo de perforación, lubricantes y mano de obra, así como de indica en la presente tabla.

Tabla 43. Costo de perforación según el diseño Holmberg en la Cortada SW-Cía. Minera Poderosa.S.A

COSTO DE PERFORACIÓN CON DISEÑO CR SW 2.50 x 2.50 m								
Ancho	2.50	m	Taladros disparados	44.00				tal.
Alto	2.50	m	Avance por disparo	1.58				m
Longitud de barreno	1.8	m	Taladros perforados	49.00				tal.
Longitud de barreno	1.2	m	Taladros de Alivio	5.00				tal.
Eficiencia perforacion	95%		Tipo de cambio US\$	3.40				S/.
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	COST/UNIT	COSTO/DISP.	S/./m	US\$/m	
MANO DE OBRA								
Perforista A	Tarea	1.00	33.6%	64.00	21.52			
Perforista B	Tarea	1.00	33.6%	60.00	20.18			
Ayudante perforista	Tarea	1.00	33.6%	57.00	19.17	60.86	38.52	11.33
ACEROS DE PERFORACIÓN								
Barra conica de 1,20m	m	55.86	365.76	181.00	27.64			
Barra conica de 61,80m	m	27.93	365.76	257.59	19.67			
Broca de 36 mm	m	83.79	53.34	63.73	100.11	147.42	93.31	27.44
EQUIPO DE PERFORACION								
Perforadora Jack Leg RNP - 250X	m	83.79	24384	15345.00	52.73			
Mantenimiento	70%				36.91	89.64	56.73	16.69
LUBRICANTES								
Aceite torcula 100	Gln	1.06		29.33	31.09	31.09	19.68	5.79
AIRE COMPRESIDO								
	Litros.	503670.92		0.00024	119.37	119.37	75.55	22.22
COSTO DE PERFORACIÓN POR DISPARO SEGÚN EL DISEÑO DE HOLMBERG						S/.	448.39	
COSTO DE PERFORACIÓN POR METRO DE AVANCE							S/.	283.79
							US\$	83.47

Fuente: Elaboración propia

4.3.9. COSTOS DE VOLADURA CON LA NUEVA MALLA PROPUESTA EN LA CORTADA SW

El costo de voladura está directamente ligado al número de taladros efectuados en el frente de trabajo, por lo tanto, se redujo la cantidad de taladros cargados de 46 a 44 taladros, esto implica reducción de consumo de Emulex 80% de 304 cartuchos a 232 cartuchos y reemplazando el uso de Emulex 80% con Semexsa 65% de consumir 18 cartuchos a 52 cartuchos y de igual manera el consumo de Emulex 45% subió de 0 cartuchos a 16 cartuchos para realizar el carguío de taladros de corona, en conclusión el consumo de menor cantidad de accesorios de perforación reduce el costo de voladura en el frente de avance de la cortada SW.

Tabla 44. Costo de voladura con el diseño de distribución de carga propuesta para un avance lineal de 1.58 m

Accesorio de Voladura	P.U en Soles	Unidad	Canti dad	Costo accesorio S/. Por disparo	Costo accesorio S/./m	Costo accesorio US\$/m
Exsanel 2.40m	2.85	Soles/Unid.	44	125.40	79.37	23.34
Carmex 2.40m	2.54	Soles/Unid.	2	5.08	3.22	0.95
Mecha rápida (m)	1.16	Soles/m	0.2	0.232	0.15	0.04
Cordón Detonante (m)	0.78	Soles/m	12	9.36	5.92	1.74
Emulex 80 % 1por 8 pulgadas	1.15	Soles/Cart.	232	266.8	168.86	49.66
Semexsa 65 % 7/8 por 7 pulgadas	0.77	Soles/Cart.	52	40.04	25.34	7.45
Emulex 45 % 1por 8 pulgadas	0.95	Soles/Cart.	16	15.2	9.62	2.83
COSTO POR DISPARO EN SOLES				S/. 462.11		
COSTO POR DISPARO POR METRO DE AVANCE					S/. 292.48	US\$86.02

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. EVALUACIÓN DE RESULTADOS

En la presente tabla se hace una comparación de las características en perforación, voladura y costos del diseño empírico y resultados obtenidos con el diseño propuesto en la Cortada SW.

Tabla 45. Cuadro comparativo de resultados obtenidos tras el diseño propuesto y el diseño anterior

ÍTEM	DISEÑO ANTERIOR	DISEÑO PROPUESTO
MALLA DE PERFORACIÓN	Se realiza la malla de perforación a criterio del personal	Existe un diseño de malla de perforación
	No se realiza el pintado de malla, generando un burden y espaciamiento inadecuado	Se lleva un control del gradiente y punto de dirección para el pintado de malla, favoreciendo en la simetría del burden y espaciamiento
	Se utiliza guidores deteriorados o rotos para controlar el paralelismo en la perforación	Se inicia el proceso de perforación usando mínimamente tres guidores en buenas condiciones
	Variación en las longitudes de perforación, principalmente en los taladros de alivio	La longitud de perforación se controla de acuerdo con el perfil del frente
DISEÑO DE VOLADURA	Exceso consumo de explosivo que genera un factor de carga elevado	Carguío de la columna explosiva adecuado, factor de carga relevante
	Mayor cantidad de taladros a cargar	Distribución adecuada de taladros en el frente
	Mayor factor de carga en los taladros de contorno que produce mayor sobrerotura	Carguío de los taladros de contorno con carga adecuada para mantener la sección típica
AVANCE	Avance deficiente comparado con la longitud de perforación	Eficiencia de perforación óptimo, con un avance de 92.4%
COSTOS	Costo total por metro avanzado 197.74 US\$/m de avance	Costo total por metro avanzado 169.49US\$/m de avance , Ahorro de 28.25US\$/m de avance

Fuente: Elaboración propia

5.2. COMPARACIÓN DE INDICADORES DE PERFORACIÓN CON DISEÑO ANTERIOR Y PROPUESTO

a. Eficiencias de perforación por disparo

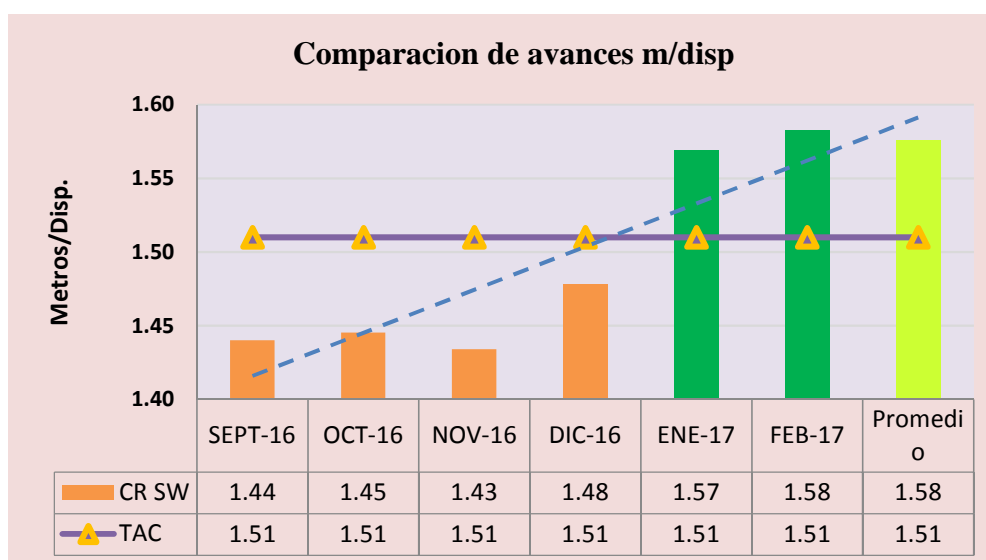
Se logró aumentar el avance por disparo después de 40 mediciones de 1.45 a 1.58 m/disp., tal como se puede verificar en la tabla 47.

Tabla 46. Comparación de avances lineal m/disp. anterior y propuesto

Ítem	Mes	Promedio de Avance (m)	Promedio Total	TAC
Diseño anterior	SEPT-16	1.44	1.45	1.51
Diseño anterior	OCT-16	1.45		
Diseño anterior	NOV-16	1.43		
Diseño anterior	DIC-16	1.48		
Diseño según Holmberg	ENE-17	1.57	1.58	1.51
Diseño según Holmberg	FEB-17	1.58		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 47. Comparación de avances por disparo con diseño anterior y propuesto



Fuente: Elaboración propia

b. Factor de carga o factor de avance

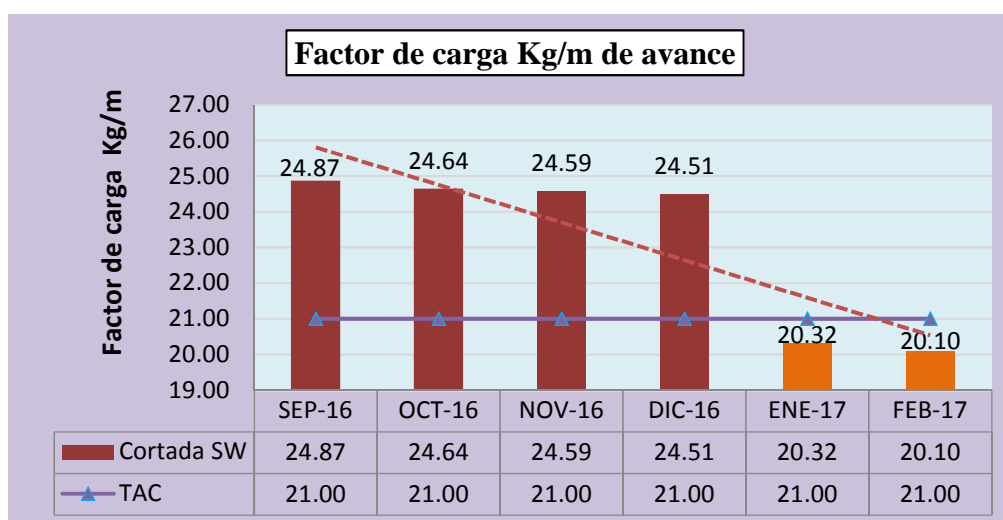
Como resultado de la aplicación de voladura controlada según Holmberg, se logró reducir el factor de carga en kg/m de avance, tal como se puede verificar en la siguiente tabla.

Tabla 48. Comparación de factor de avance según distribución empírica por el trabajador y diseño propuesto

Ítem	Mes	Factor de carga kg/m de avance	Promedio Total	TAC
Diseño anterior	SEP-16	24.87	24.65	21.0
Diseño anterior	OCT-16	24.64		
Diseño anterior	NOV-16	24.59		
Diseño anterior	DIC-16	25.51		
Según diseño de carga	ENE-17	20.76	20.21	21.0
Según diseño de carga	FEB-17	20.54		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 49. Gráfico comparativo de factor de carga con distribución anterior y diseño propuesto



Fuente: Elaboración propia

c. Metros perforados por metro de avance lineal

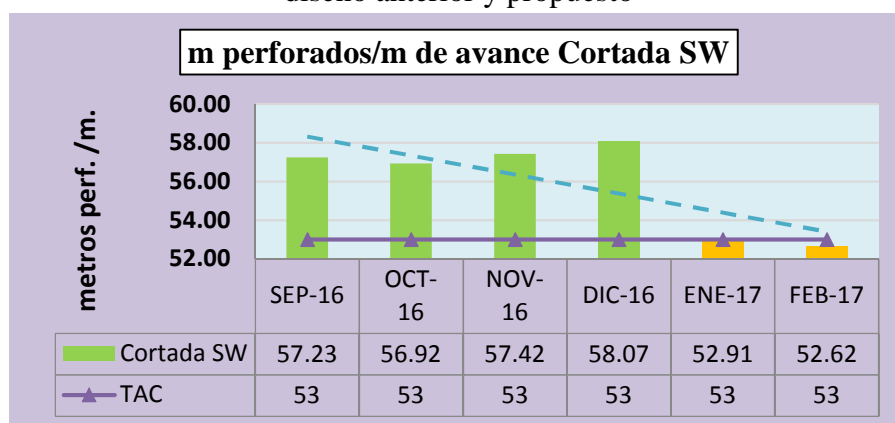
Como resultado de la optimización de la distribución de taladros en el frente de avance se redujo de 51 a 49 taladros perforados por frente, por lo tanto, se redujo metros perforados por metro de avance lineal 57.41 a 52.77, que ya se encuentra por debajo del TAC 53 óptimo establecido por Cia Minera Poderosa.S.A.

Tabla 50. Comparación de metros perforados por metro de avance con diseño anterior y propuesto

Ítem	Mes	Promedio de metros perf/m de avance	Promedio Total	TAC
Diseño empírico	SEP-16	57.13	57.41	53
Diseño empírico	OCT-16	56.92		
Diseño empírico	NOV-16	57.42		
Diseño empírico	DIC-16	58.07		
Según Holmberg	ENE-17	52.91	52.77	53
Según Holmberg	FEB-17	52.62		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 51. Gráfico comparativo de metros perforados por metro de avance lineal con diseño anterior y propuesto

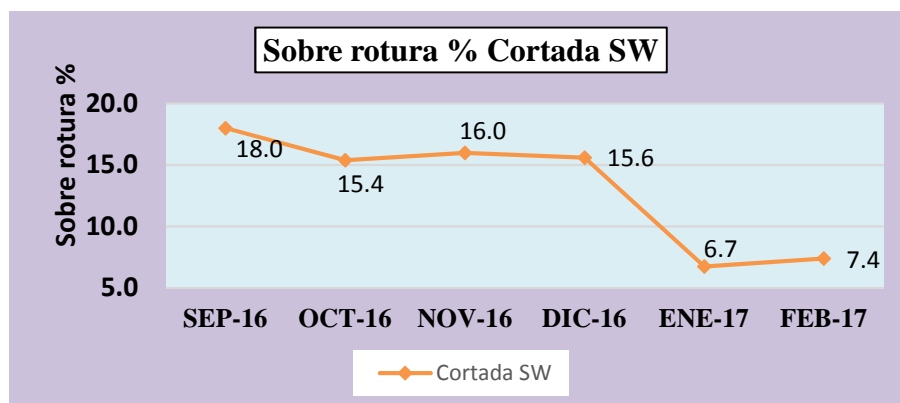


Fuente: Elaboración propia

d. Sobre rotura techo y paredes de Cortada SW

Como resultado de la optimización de la rotura de cajas en el frente de avance se redujo de 15% a 7% , que indica que el disparo obtenido es igual a la sección típica de la cortada SW contrata minera Arca.S.A.C- Cia Minera Poderosa.

Tabla 52. Comparación de sobre rotura anterior y propuesto



Fuente: Elaboración propia

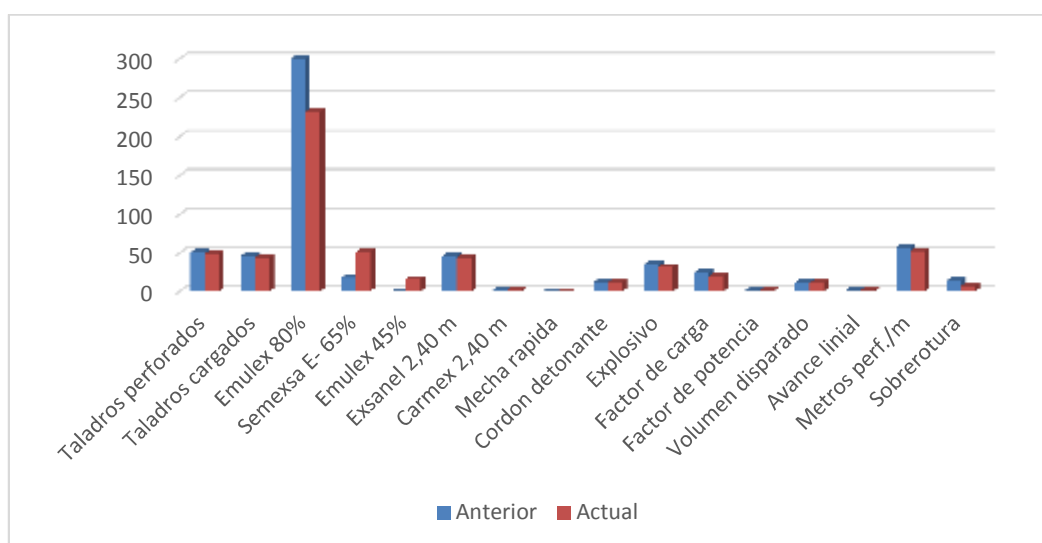
En la siguiente tabla, se hace la comparación del diseño empírico desarrollado y diseño propuesto por el método de Roger Holmberg de indicadores de perforación y voladura en la cortada SW, donde se observa la reducción en consumo de Emulex 80%, factor de carga, número de taladros perforados y aumento significativo de avance lineal de esta manera se obtiene mayor rendimiento de avance, optimizando los costos unitarios de Perforación y Voladura.

Tabla 53. Resumen de indicadores de perforación y voladura anterior y propuesto

Ítem	Anterior	Propuesto	Diferencia	% Variación	Unidad
Taladros perforados	51	49	2	4.02	Tal.
Taladros cargados	46	44	2	4.46	Tal.
Emulex 80%	304	232.6	71	23.50	Cart.
Semexsa E- 65%	18	52	34	186.53	Cart.
Emulex 45%	0	16	16	0.00	Cart.
Exsanel 2.40 m	46	44	2	4.29	Unid.
Carmex 2.40 m	2	2	0	0.00	Unid.
Mecha rápida	0.2	0.20	0	0.00	m
Cordón detonante	12	12	0	0.00	m
Explosivo usado	35.73	31.82	4	10.96	Kg/disparo
Factor de carga	24.65	20.21	4.44	18.01	Kg/m avance
Factor de potencia	1.06	1.05	0.01	1.37	Kg/TM
Volumen disparado	12.24	11.08	1.16	9.48	m ³
Avance lineal	1.45	1.58	0.13	8.73	m/disparo
Metros perf. /m de avance	57.41	52.77	4.64	8.09	m perf./m
Sobrerotura	16.25	7.06	9.19	56.55	%
Perdida por eficiencias	14563.02	405.72	14157	97.21	S/.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 54. Comparación de indicadores de perforación y voladura anterior y propuesto



Fuente: Elaboración propia

5.3. COMPARACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN ANTERIOR Y PROPUESTO

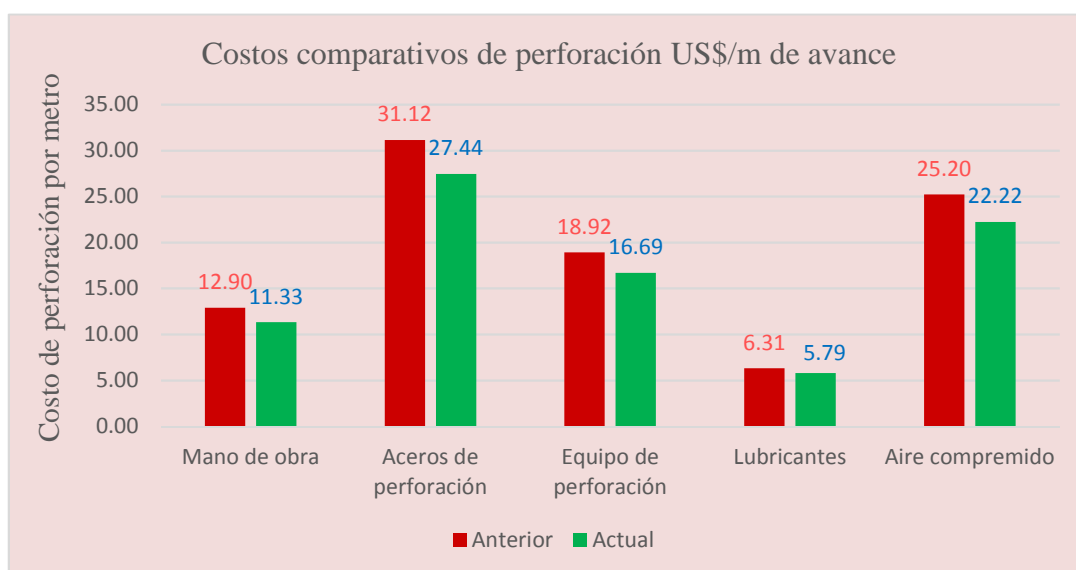
En la presente tabla, se muestra un resumen de los costos anteriores y los costos actuales que reflejan la diferencia entre estos costos en el frente de operación, el costo de perforación con nuestro diseño propuesto es de 283.79 \$/m, que se ha reducido en 11.63% respecto al costo del diseño anterior, que es de 321.14 \$/m. El porcentaje reducido se debe a la eficiencia de voladura, la cual ha aumentado de 1.45 a 1.58 m.

Tabla 55. Comparación de costos de perforación diseño anterior y lo propuesto

Resumen de costos de perforación por metro de avance lineal (US\$/m de avance)						
Nº	Ítem	Anterior	Propuesto	Diferencia	% Variación	Unidad
1	Mano de obra	12.90	11.33	1.57	12.15	US\$/m
2	Aceros de perforación	31.12	27.44	3.68	11.83	US\$/m
3	Equipo de perforación	18.92	16.69	2.24	11.83	US\$/m
4	Lubricantes	6.31	5.79	0.52	8.23	US\$/m
5	Aire comprimido	25.20	22.22	2.98	11.83	US\$/m
	Total	US\$94.45	US\$83.47	US\$10.98	11.63	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 56. Gráfico de costos Comparativos de perforación anterior y propuesto



Fuente: Elaboración propia

5.4. COMPARACIÓN DE COSTOS DE VOLADURA ANTRIOR Y PROPUESTO

El costo de voladura con nuestro diseño propuesto es de 292.48 \$/m, que se ha reducido en 16.72% respecto al costo del diseño anterior, que es de 351.19 \$/m.

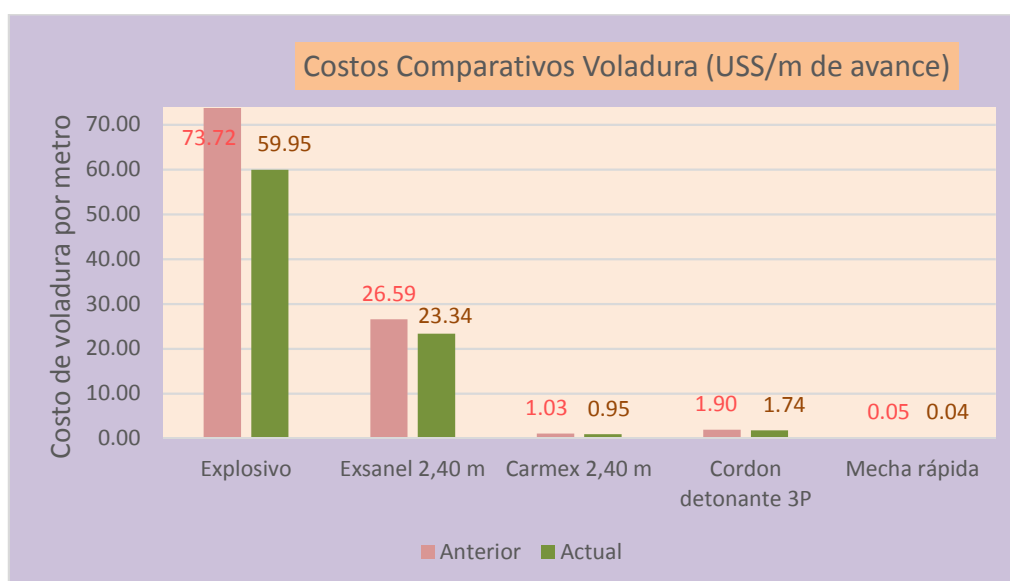
Este porcentaje se debe a la menor cantidad de explosivo que se está utilizando, tal es el caso de Exsanel se redujo de 46 a 44, Emulex de 80% 304 a 232 Cartuchos, Semexsa E-65% 18 a 52 Cartuchos y el Emulex 65% ahora se usa 16.

Tabla 57. Comparación de costos de voladura anterior y propuesto

Resumen de costos de voladura (US\$/m de avance)						
N°	Ítem	Anterior	Propuesto	Diferencia	% Variación	Unidad
1	Explosivo	73.72	59.95	13.77	18.69	US\$/m
2	Exsanel 2.40 m	26.59	23.34	3.25	12.22	US\$/m
3	Carmex 2.40 m	1.03	0.95	0.08	8.23	US\$/m
4	Cordón detonante 3P	1.90	1.74	0.16	8.23	US\$/m
5	Mecha rápida	0.05	0.04	0.01	8.23	US\$/m
	Total	US\$103.29	US\$86.02	US\$17.27		US\$/m

Fuente: Elaboración propia

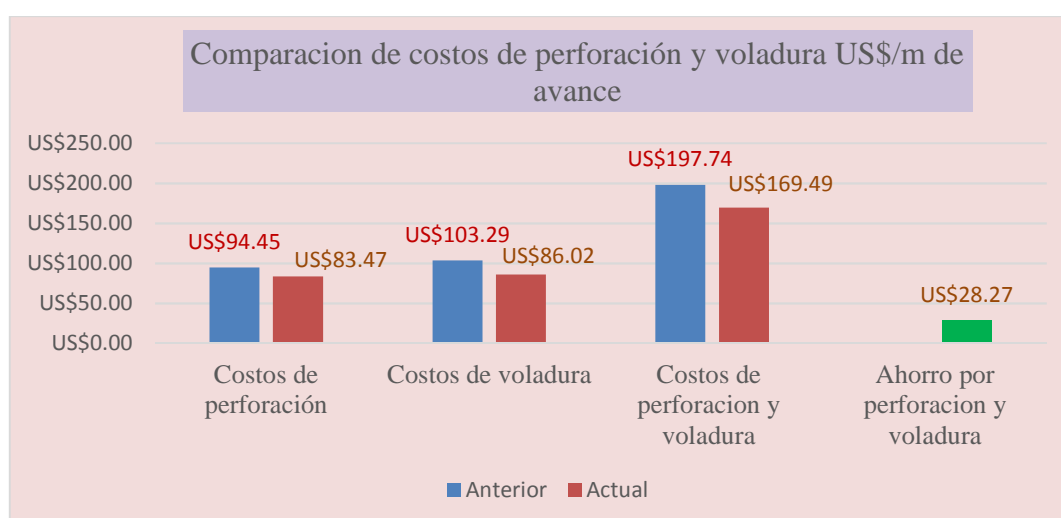
Tabla 58. Gráfico de costos comparativos de voladura anterior y propuesto



Fuente: Elaboración propia

En la siguiente tabla, se hace la comparación de costos de perforación y voladura del diseño empírico y diseño propuesto según el método de Roger Holmberg, el costo unitario de perforación se reduce de 94.45 US\$/m a 83.47 \$/m de avance; concluimos que con el diseño propuesto ahorramos 10.98 \$/metro de avance lineal, así como también los costos unitarios de voladura se redujo de 103.29 US\$/m de avance a 86.02 \$/m de avance, se reduce en 17.29 \$/m de avance lineal, concluimos que se ahorró por perforación y voladura 28.27 US\$/m de avance

Tabla 59. Gráfico de costos comparativos de perforación voladura anterior y propuesto



Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

- 1- Según el diseño de Holmberg, se ha determinado un total de 49 taladros, con metros perforados de 52.77 metros perforados/m de avance, en comparación con 51 taladros y 57.41 metros perforados/m de avance, en conclusión, que el diseño propuesto por Holmberg es óptimo y se encuentra por debajo del TAC (Tabla de adecuación a la calidad) de 53 metros perforados/m de avance permitido por Cía. Minera Poderosa.S.A.
- 2- Los avances lineales con el modelo de Holmberg es 1.58m/disparo, comparado con los 1.45 m/disparo con el diseño anterior, se concluye que la eficiencia ha aumentado en 9% y se encuentra por encima del TAC 1.51 m/disp.
- 3- En la voladura del frente de la Cortada SW, nivel 2760, se redujo el factor de carga de 24.65 kg/m de avance a 20.21 kg/m de avance, que significa una reducción en 18.1% y se encuentra por debajo del TAC que es 21 Kg/m de avance.
- 4- Con el diseño anterior de malla de perforación, el costo unitario de perforación es 94.45 US\$/m de avance; con el diseño propuesto es de 83.47 \$/m de avance; concluimos que con el diseño propuesto ahorramos 10.98 \$/metro de avance lineal, equivalente a un ahorro en 11.63%.
- 5- Se reducen los costos unitarios de voladura es de 103.29 US\$/m de avance a 86.02 \$/m de avance, se reduce en 17.29 \$/m de avance lineal correspondiente a un ahorro en 16.72%.
- 6- Costo de ejecución de la cortada SW con el diseño anterior es 23728.8 US\$ y con el diseño propuesto es 20338.8 US\$, lográndose ahorrar 3340 US\$ por una longitud de la cortada programa de 120 m.

RECOMENDACIONES

- 1- Realizar los controles geomecánica periódico, para tener datos actualizados y comportamiento del frente de avance.
- 2- Para obtener buenos resultados de la perforación y voladura se debe marcar el frente, distribuir bien los taladros de arranque y alivio según el nuevo diseño de malla y se obtendrá un buen avance lineal.
- 3- Se recomienda una constante capacitación y supervisión al personal, acerca del nuevo diseño de malla de perforación y voladura y mantener al maestro perforista experto en el tipo de frente de trabajo

BIBLIOGRAFÍA

- Artigas., Z., & María., T. (2011). *Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina choco 10 empresa PMG S.A.* Universidad Central de Venezuela., estado bolívar. Venezuela: Caracas.: s/e.
- Ashby. (1977). *Consumo específico de explosivo.* s/e.
- Belandria, N., & Bongiorno, F. (2012). *Clasificaciones Geomecánicas de los macizos rocosos según: Bieniawski, Barton, Hoek y Brown.* Universidad los Andes. Merida, Venezuela. Venezuela: s/e.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications.* s/e.
- Bonilla Ruiz de Valdivia., J. (2013). *Estudio de la capacidad de arranque de una dinamita gelatinosa frente a una dinamita de seguridad.* Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. s/e.
- Chipana Tito, R. M. (2015). *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera cavilquis-corporación minera ananea s.a.* Puno: s/e.
- Exsa. (2002). *Manual práctico de voladura.* Lima: Especial.
- EXSA. (09 de 05 de 2017). Obtenido de semexa 65%: <http://exsa.net/semexsa-45-65-y-80>
- EXSA. (09 de 05 de 2017). *Cordon Detonante.* Obtenido de <http://exsa.net/cordon-detonante>
- Exsa. (30 de 05 de 2017). *Detonador ensamblado.* Obtenido de Exsa Soluciones.: <http://exsa.net/detonador-ensamblado>
- Exsa. (30 de 05 de 2017). *Detonador No Electrico.* Obtenido de Exsa Soluciones.: <http://exsa.net/detonador-no-electrico>
- Exsa. (30 de 05 de 2017). *Emulex 80%.* Obtenido de Exsa Soluciones.: <http://exsa.net/emulex-45-65-80-y-100>
- Fernández Tirado, J. Á. (2016). *Optimización de avance lineal, reemplazando las perforadoras Jacques por jumbo hidráulico en el proceso de perforación y voladura de la GLN1 y CRNE en Mina Consuelo de la Empresa Especializada New Horus S.A.C - Poderosa.* Trujillo: s/e.
- Gallardo Contreras, M. (2013). *Cimentaciones en Roca.* Mexico: s/e.

- Hernandes Sampiere, R., & Fernandes Collado, C. (s.f.). *Metodología de la investigación*. Madrid España: Quinta Edición.
- Holmberg, R. (1982). *Charge Calculations for tunneling*. New York: s/e.
- Hossaini, M., & Poursaeed, H. (2010). *Modificación del modelo de corte de cuatro secciones para el diseño de voladura en la mina de carbón Razi- Norte de Irán*. university of tehran. Iran: s/e.
- Jáuregui Aquino, O. A. (2009). *Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la Optimización de los Estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura*. Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima: s/e.
- Kuznetsov, V. (1973). *The mean diameter of the fragments formed by blasting rock*. s/e.
- Langerfors, U., & Kihlstrom, B. (1978). *The modern technique of rock blasting*. New York: s/e.
- Leiva Torres, A. (2007). *Influencia de la optimización de la fragmentación de roca en la rentabilidad de las operaciones*. Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima: s/e.
- Lopez Jimeno., C., & Pernia Llera, J. M. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid, España: López Jimeno, Carlos.
- Music Garrido, A. A. (2007). *Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente*. Universidad de Chile. Chile: s/e.
- Ojeda Mestas, R. W. (2008). *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. 2008: s/e.
- Palmstrom, A. (1974). *Measurements of and correlations between block size and rock quality designations (RQD)*. New York: s/e.
- Piñas Esteban, Y. A. (2013). *Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica (Minera Aurífera Retamas S.A.- Yacimiento el Gigante – La Libertad)*. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima: s/e.
- Planeamiento Mina, C. (2017). *Costos unitarios de laboreo*.
- Proaño Cadena, G. (2001). *Auntes de curso para la asignatura de Perforación y Voladura*. Escuela Superior Politécnica del Litoral. Guayaquil, Ecuador: s/e.
- Ramirez Uyanguren, P., & A. M. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamentos e ingenieros de túneles*. s/e.

Ruiz Dioses, Y. P. (2010). *Aplicacion de software libre para la estimacion de recursos y para la evaluacion tecnica economica de las reservas minerales*. Piura: s/e.

Sánchez Villarreal, Y. V. (2012). *Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth*. Universidad Central del Ecuador, Quito. s/e.

ANEXOS

ANEXO 1
MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES	POBLACION Y MUESTRA	TIPO DE INVESTIGACION
<p>PROBLEMA GENERAL: ¿De qué manera se reducirá los costos unitarios según el diseño de malla de perforación y voladura propuesta por Holmberg en el avance de la Cortada SW nivel 2760? Contrata minera Arca.S.A.C – Unidad de producción Santa María – Cía. Minera Poderosa.S.A.?</p> <p>PROBLEMA ESPECÍFICO: ¿Qué parámetros se considera en el diseño de malla de perforación de rocas aplicando el modelo matemático de Holmberg en el avance de la Cortada SW nivel 2760? Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.?</p> <p>¿Cuál es la carga explosiva adecuada para la reducción de costos unitarios de voladura en el frente de avance de la Cortada SW nivel 2760? Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL Determinar el diseño de malla de perforación y voladura según el diseño propuesto por Holmberg para reducir los costos unitarios en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.</p> <p>OBJETIVOS ESPECIFICOS: Determinar el diseño de malla de perforación propuesta por Holmberg para reducir los costos unitarios en el frente de avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.</p> <p>Determinar la carga explosiva adecuada para reducir los costos unitarios de voladura en el frente de avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.</p>	<p>HIPÓTESIS GENERAL: El diseño de malla de perforación y voladura según Holmberg reduciría los costos unitarios en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICOS: El diseño de malla de perforación propuesta por Holmberg reduciría los costos unitarios en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.</p> <p>La carga explosiva propuesta por Holmberg reduciría los costos unitarios de voladura en el avance de la Cortada SW nivel 2760. Contrata Minera Arca.S.A.C.- Unidad de Producción Santa María - Cía. Minera poderosa. S.A.</p>	<p>Independiente: X Diseño de malla de perforación y voladura propuesto por Holmberg.</p> <p>Dependiente: Y Avance de la Cortada SW nivel 2760</p>	<p>X=Características geológicas. X=Características geomecánicas. X=Clasificación del macizo rocoso. X=Diseño de malla X=Carguío del taladro Y=Sección de la labor Y=Perforación Y=Costo unitario de perforación Y=Costo unitario de voladura</p>	<p>Población: UEA Santa María – Compañía Minera Poderosa.S.A.</p> <p>Muestra: Cortada SW nivel 2760 labor de avance horizontal de sección de 2.5 metros x 2.7 metros.</p>	<p>De acuerdo con el fin: Aplicada De acuerdo con la técnica de contrastación: Explicativa y experimental</p>



ANEXO 2

Figura 58. Correcta realización del cebo



Fuente: Elaboración propia

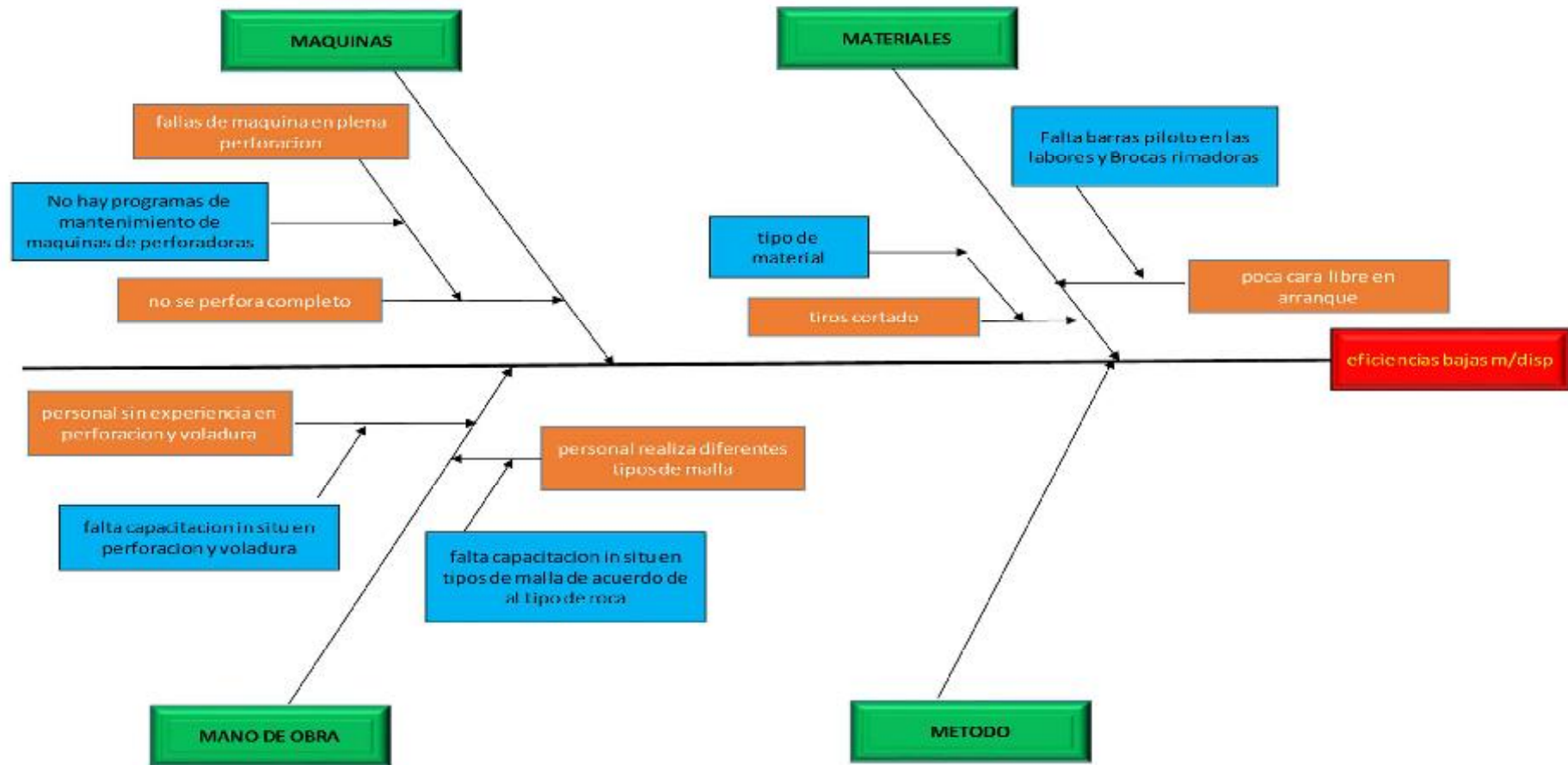
ANEXO 3

Tabla 60. Costo precio unitario de avance cortada SW

ESTRUCTURA DE COSTO GL/ CR/ BY 2.50 x 2.50 m LIMPIEZA C/ PALA						
Ancho	2.50	m	Taladros disparados	47.00	tal.	
Alto	2.50	m	Avance por disparo	1.47	m	
Longitud de barreno	6	pies	Taladros perforados	51.00	tal.	
Longitud de barreno	4	pies	Taladros de Alivio	4.00	tal.	
Eficiencia perforacion	90%		Emulsion Emulex 80 %	8	Cart.	
Eficiencia voladuraa	90%			28.65		
				26	TM	
				17	U-35	
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	INCIDENCIA	COST/UNIT.	COST/DISP.	COST(S./m)
MANO DE OBRA						
Perforista A	Tarea	1.00	84%	157.73	132.497	
Perforista B	Tarea	1.00	84%	149.74	125.779	
Ayudante perforista	Tarea	1.00	84%	145.74	122.419	
Operador de pala neumatica	Tarea	1.00	19%	157.73	29.575	
Ayudante de pala neumatica	Tarea	1.00	19%	145.74	27.326	297.68
ACERO DE PERFORACIÓN						
Barra conica de 4'	Pies Perf.	204.00	1200.00	181.00	30.770	
Barra conica de 6'	Pies Perf.	102.00	1200.00	257.59	21.895	
Broca de 36 mm	Pies Perf.	306.00	175.00	63.73	111.436	111.63
EXPLOSIVOS						
Emulsion Emulex 80 %	c/u	376.00	1.00	1.12	421.120	
Detonador Ensamblado	Pieza	47.00	1.00	2.58	121.260	
Mecha Rápida de Ignición	m	10.00	1.00	1.23	12.300	377.33
HERRAMIENTAS Y OTROS						
Pico	Pieza	2.00	60	34.63	1.154	
Lampa minera	Pieza	2.00	25	41.10	3.288	
Cucharilla	Pieza	1.00	90	10.00	0.111	
Combo de 12 libras	Pieza	1.00	180	57.96	0.322	
Combo de 6 libras	Pieza	1.00	180	36.52	0.203	
Juego de barretillas 4', 6' y 8'	Jgo.	2.00	60	871.62	29.054	
Guiador	Pieza	4.00	30	2.12	0.283	
Atacador	Pieza	2.00	30	5.08	0.339	
Punzón de cebado	Pieza	1.00	150	2.00	0.013	
Sacabroca	Pieza	1.00	150	237.02	1.580	
Sacabarreno	Pieza	1.00	150	150.00	1.000	
Pintura Spray	pza	1.00	15	7.97	0.531	
Mochila para explosivos	Pieza	2.00	150	90.00	1.200	
Plataforma de Perforación	Pieza	1.00	180	1498.00	8.322	
Flexómetro 5 m	Pieza	1.00	30	12.63	0.421	
Aceite para pala neumatica	Gl	0.40	1	27.57	11.028	40.03
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
Saco de jebe	Pieza	2.9	75	33.26	1.284	
Pantalon de jebe	Pieza	2.9	75	44.26	1.708	
Botas de jebe con punta de acero	Par	2.9	75	56.12	2.166	
Guanes de neoprene	Par	2.9	3	28.26	27.274	
Mameluco	Pieza	2.9	122	53.00	1.258	
Protector (casco)	Pieza	2.9	540	32.00	0.172	
Tafilete	Pieza	2.9	180	8.22	0.132	
Respirador 3M	Pieza	2.9	180	74.00	1.190	
Filtro contra polvo	Par	2.9	4	27.97	20.243	
Lamparas electricas + mantenimiento	Pieza	2.9	208	340.00	4.732	
Correa portalámparas de Seguridad	Pieza	2.9	240	21.59	0.260	
Tapon de oidos	Pieza	2.9	60	2.93	0.141	
Lentes con malla	Pieza	2.9	30	9.50	0.917	
Barbiquejo	Pieza	2.9	180	1.94	0.031	41.84
EQUIPO DE PERFORACION						
Perforadora Jack Leg	Pies Perf.	306.00	80000	15345.00	58.69	
Equipo Band It	pza	1.00	720	327.55	0.45	
Fleje Band it	m	0.80	30	3.86	0.10	
Hebilla Band It	pza	4.00	30	2.25	0.30	
Manguera de jebe y lona 1"	m	25.00	150	7.85	1.31	
Manguera de jebe y lona 1/2"	m	25.00	150	3.79	0.63	
Aceite perforadora torcula 100	Gl	1.03	297	27.57	28.41	
Mantenimiento	70%				41.09	89.10
Planilla de costos fijos						
TOTAL COSTOS DIRECTOS (S/.)						957.63
COSTOS INDIRECTOS						
Planilla de costos fijos		38.41%				367.83
GASTOS GENERALES		20.36%				194.99
UTILIDAD		10.00%				95.76
IMPREVISTOS		5.00%				47.88
TOTAL COSTOS INDIRECTOS (S/.)						706.47
COSTO TOTAL S./METRO						1,664.10

ANEXO 4

Figura 59. Diagrama Causa- Efecto de perforación y voladura.



Fuente: Elaboración propia

ANEXO 5

PETS PERFORACIÓN CON MÁQUINA “JACKLEG” EN MINA U.E.A. SANTA MARIA

1. PERSONAL

Procedimiento que aplica toda persona que labora en perforación con máquina Jackleg en mina en tajos o labores horizontales de avance: perforista mina y ayudante, encargado de operaciones mina, supervisores de operación mina, jefes de turno y jefe de mina sénior.

Es de conocimiento de: Superintendente de Unidad de Producción, Seguridad y Salud en el Trabajo, Geología, Planeamiento e Ingeniería, Energía y Mantenimiento, y de los gerentes del Sistema Integrado de Gestión y Responsabilidad Social, y de Operaciones.

2. EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)

Cabeza

- Barbiquejo.
- Casco tipo minero.
- Lentes de seguridad de malla.
- Respirador con filtro contra polvo.
- Tapones de oído u orejeras.

Cuerpo

- Arnés de seguridad y línea de vida (en labor que lo requiera).
- Correa portalámparas.
- Ropa de trabajo con cintas reflectivas.
- Saco y pantalón de jebe (uso en presencia de agua).
- Lámpara minera.

Extremidades

- Botas de jebe con punta de acero.
- Guantes de cuero o neoprene.

3. EQUIPO, HERRAMIENTAS y MATERIALES.

Equipo

- Máquina Jack Leg.
- Flexómetro
- Plataforma de perforación (según sección de labor).

Herramientas

- Barras de perforación de 2, 4, 6 y 8 pies (según sección de labor).
- Comba de 6 libras.
- Cucharilla

- Disco de jebe.
- 02 juegos de barretillas de 4, 6, 8, 10 y 12 pies (según sección de labor).
- Llave Stilson N° 14.
- Mangueras de jebe de 1 y de 1/2 pulgada de diámetro.
- Pico y lampa (palana).
- Saca barreno y saca broca.

Materiales

- Aceite grado 100.
- Aceiteras
- Brocas descartables.
- Cinta band-It.
- Cordel.
- Guiadores de madera.
- Pintura o Aerosol.

4. PROCEDIMIENTO

Normas generales para toda la perforación

- a) Usar guiadores de madera en todo momento para conservar el paralelismo de los taladros.
- b) Verificar visualmente la salida del agua, hacer barrido para evitar el atascamiento de la barra de perforación.
- c) La máquina perforadora Jack Leg será operado por el perforista mina.

Antes de iniciar la perforación debes:

1. Verificar su EPP antes de ingresar al turno de trabajo.
2. Verificar que sus herramientas y materiales se encuentren en buenas condiciones.
3. Inspeccionar el área de trabajo y registrar en el formato de IPERC continuo.
4. Desatar todas las rocas sueltas o peligrosas antes, durante y después de la perforación. Así mismo, antes o después de la voladura.
5. Marcar la gradiente, punto de dirección y sección, según el tipo de labor.
6. Marcar la malla de perforación, según tipo de roca.
7. Armar la plataforma de perforación, según la sección de la labor.
8. Verificar el nivel de aceite en la lubricadora, en caso lo requiera, abastecer.
9. Abrir las válvulas respectivas para evacuar los detritus existentes, antes de conectar las mangueras de aire comprimido y agua.
10. Realizar el empatado de las mangueras de aire y agua a las máquinas perforadoras, verificar que las válvulas de agua y aire estén cerradas, y usar los bushing en ambas conexiones (agua y aire).

11. Probar máquina perforadora en vacío con rotación lenta, para ello el ayudante debe abrir las válvulas de aire y agua solo cuando el perforista mina le indique.

Durante la perforación

1. El perforista posiciona la máquina perforadora a su lado derecho para iniciar la perforación y ubica el pie de la barra de avance sobre un piso estable.
2. El ayudante coloca la barra de perforación de 2 ó 4 pies a la máquina perforadora con su respectivo disco protector.
3. En caso perforar con dos máquinas simultáneamente, los perforistas se ubican uno al lado izquierdo y el otro al lado derecho. El ayudante apoya a ambos perforistas.
4. Iniciar el emboquillado de los taladros con rotación lenta utilizando barra de perforación de 2 ó 4 pies, los mismos que deben tener obligatoriamente el disco de jebe. El ayudante debe agarrar la barra de perforación detrás del disco de jebe, luego continua con las barras de mayor longitud.
5. La perforación se inicia por los taladros de arranque, utiliza los guidores para mantener el paralelismo de los taladros.
6. Durante la perforación se realiza el desatado de rocas cada 5 taladros. Para roca muy fracturada la frecuencia de desatado debe ser mayor.
7. En secciones con una altura mayor a dos (02) metros es obligatorio usar plataformas para la perforación de corona y ayudas.

Concluida la perforación

1. Retirar la barra de perforación de la máquina perforadora y cerrar las válvulas de agua y aire.
2. Desempatar y enrollar las mangueras respectivas, colocándolas en un lugar seguro y distante del disparo.
3. Lavar y colocar la capucha en la máquina perforadora.
4. Guardar las herramientas en los percheros o bodega
5. Aplicar Colpa en el lugar de trabajo después de concluida su tarea.

ESTRICCIONES

1. Si hay presencia de gases en la labor, salir inmediatamente y ventilar.
2. En el caso de chispeo de roca, alejarse de la labor y evaluar las condiciones del área de trabajo para eliminar la condición subestándar de acuerdo con el PETS de desatado de rocas.
3. Si hay eventos de relajamiento de roca, proceder de acuerdo con la norma ante estos eventos.
4. Está prohibido perforar en los "tacos" de taladros anteriormente disparados.
5. En caso de que exista uno o más tiros cortados, se debe reportar al supervisor, bloquear (con cinta roja) y eliminar, de acuerdo con el PETS de voladura secundaria.

ANEXO 6

PETS VOLADURA PRIMARIA U.E.A. SANTA MARÍA

1. PERSONAL

Procedimiento que aplica a todo trabajador que labora en la tarea de Voladura Convencional, Supervisores de Operación Mina y Jefes de Turno.

Es de conocimiento de: Jefe de Mina Senior, Superintendente de Unidad de Producción, Superintendente de Seguridad y Salud en el Trabajo, Superintendente de Geología, Superintendente Planeamiento e Ingeniería, Superintendente de Energía y Mantenimiento, Gerente del Sistema Integrado de Gestión y Responsabilidad Social y Gerente de Operaciones.

2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

CABEZA

- Barbiquejo
- Casco tipo minero
- Lentes de seguridad de malla
- Respirador con filtro contra polvo
- Tapones de oído

CUERPO

- Arnés de seguridad y línea de vida (en labor que requiera)
- Correa porta lampara
- Ropa de trabajo con cinta reflexivas
- Saco y pantalón de jebe (Uso en presencia de agua)
- Lampara minera

EXTREMIDADES

- Botas de jebe con punta de acero
- Guantes de cuero o neopreno

3. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

CABEZA

- Barbiquejo
- Casco tipo minero
- Lentes de seguridad de malla
- Respirador con filtro contra polvo
- Tapones de oído

CUERPO

- Arnés de seguridad y línea de vida (en labor que requiera)

- Correa porta lampara
- Ropa de trabajo con cinta reflexivas
- Saco y pantalón de jebe (Uso en presencia de agua)
- Lampara minera

EXTREMIDADES

- Botas de jebe con punta de acero
- Guantes de cuero o neopreno

4. EQUIPOS/HERRAMIENTAS/MATERIALES E INSUMOS

QUIPOS

- Cargador de ANFO

HERRAMIENTAS.

- Juego completo de barretillas de 4,6,8,10,12 pies (de acuerdo con la sección)
- Soplete
- Manguera antiestática (Deberá ser de mayor o igual a setenta centímetros, más largo que los taladros a cargar y de un menor diámetro)
- Llave inglesa de 12 pulgadas
- Cucharilla
- Punzón de cobre o PVC

MATERIALES E INSUMOS

- Cinta aislante
- Atacadores
- Anfo
- Emulsión
- Dinamita
- Cordón detónante
- Detonador ensamblado
- Mecha rápida
- Accesorio de voladura no eléctrica con retardo
- Fosforo o encendedor

5. PROCEDIMIENTO

- Verificar su EPP antes de ingresar al turno de trabajo.
- Inspeccionar el área de trabajo y registrar en el formato de IPERC continuo.

- Desatar todas las rocas sueltas antes de realizar el carguío, de acuerdo al PETS de Desatado de Rocas.
- Colocarse los lentes de seguridad de malla para prevenir incrustaciones de detritus, antes de iniciar la limpieza de los taladros.
- Usar el soplete o la cucharilla para realizar la limpieza de detritus dentro de los taladros. Evitar ubicarse frontalmente al taladro al momento de soplear.

6. TRASLADO DE EXPLOSIVOS

- Los Supervisores de Operaciones Mina solicitan la autorización de explosivos al Jefe de Turno para el despacho de explosivos y sus accesorios.
- Trasladar el explosivo y accesorios a la labor según el PETS de transporte y manipuleo de explosivos.

7. PREPARACIÓN DE CEBOS Y CARGUÍO DE TALADROS

- Para la preparación de los cebos, tanto el perforista como el ayudante se ubican en un lugar seguro (área ventilada, sostenida y en roca competente).
- Preparar los cebos con punzones de madera, cobre y/o plástico, alojando el fulminante en el centro del cartucho.
- Introducir los cebos a los taladros con la ayuda de un atacador de madera
- No atacar los cebos.
- Si el carguío de taladros fuera con ANFO, se debe utilizar un cargador de ANFO con su respectiva manguera antiestática de menor diámetro que el taladro.
- Usar un cebo adecuado para asegurar el inicio de la detonación de la columna de ANFO a su velocidad régimen de detonación. Se usa también una guía impermeable para defenderla del combustible líquido que pueda exudar el ANFO.
- Cargar los taladros con emulsión o dinamita, utilizando atacador de madera.
- En los taladros de contorno usar espaciadores y accesorios para voladura de contorno, cuando se requiera.
- El atacado de los explosivos se realiza cada tres cartuchos, en el caso de que la columna de carga sea dinamita o emulsiones.
- Culminado el carguío total de los taladros, colocar los tacos inertes de arcilla o detritus en cada taladro, cuando se requiera.

8. DETONADORES ENSAMBLADOS

- Verificar los conectores y asegurarse que estén limpios.

- Iniciar el amarre con mecha rápida desde el arranque siguiendo la secuencia de salida del diseño de voladura.

9. DETONADORES NO ELÉCTRICOS CON RETARDO

- Distribuir el número de accesorios de acuerdo al diseño de voladura.
- Realizar el amarre utilizando el cordón detonante hacia los conectores formando un circuito cerrado.
- Realizar el amarre del cordón detonante a los dos fulminantes de los detonadores ensamblados, luego del amarrado asegurar con cinta aislante y fijar con mecha rápida los conectores.
- Tensar ligeramente el cordón detonante amarrando algún punto fijo.
- Apagar el ventilador y/o acomodar la tercera línea (según sea el caso) y retirar las herramientas, equipos utilizados colocándolos en un lugar lejano y seguro, en caso hubiese explosivos o accesorios sobrantes se entregan al polvorín auxiliar.
- Coordinar con las labores cercanas el cumplimiento del horario de disparo.
- Iniciar el chispeo, colocar el letrero de bloqueo en los accesos de la labor y abrir la válvula de tercera línea. (En caso lo requiera).
- Para chimeneas mayores a 20 metros utilizar mecha rápida de inicio mayor a 12 metros.
- Una vez realizada la detonación encender el ventilador.

10. RESTRICCIONES

- Si hay eventos de relajamiento de roca, proceder de acuerdo con la norma ante estos eventos.
- No se realiza ninguna voladura en comunicaciones de labores, si antes no se ha protegido las instalaciones de aire, agua, eléctricas, mangas de ventilación, ventiladores, etc.
- Si se va a utilizar ANFO, será en las labores que cuenten con autorización de uso por la autoridad competente (Dirección General de Minería).
- Los trabajadores que realicen la tarea deben tener vigente la autorización de la SUCAMEC.
- No se empleará clavos de alambre como punzones para preparar los cebos.
- El ANFO podrá usarse en taladros húmedos sólo si se encuentra envasado en cartuchos herméticos.

ANEXO 7

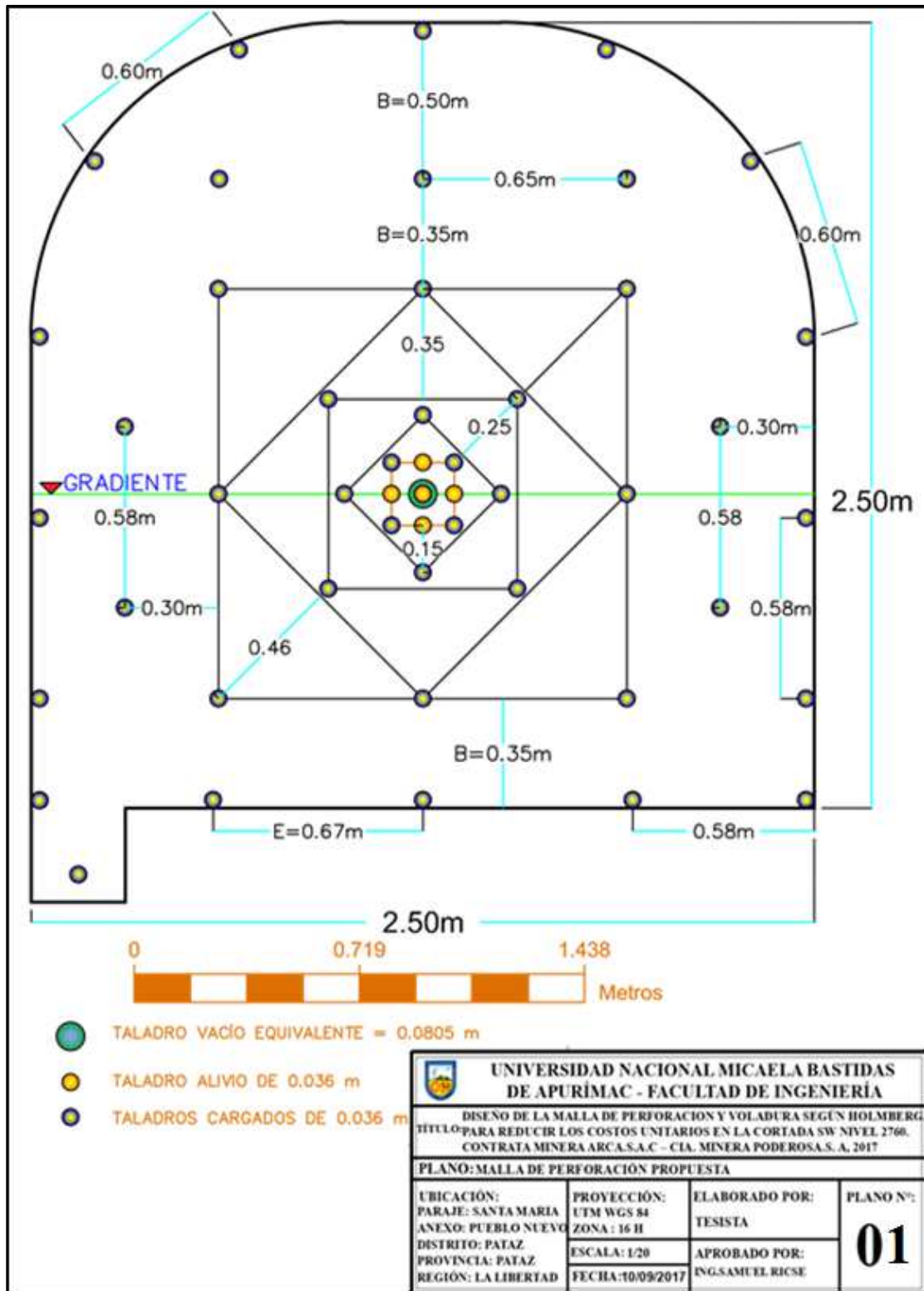
Tabla 61. Toma de datos de los disparos desde el 05 Enero al 23 de Febrero del 2017

Ítem	Turno	Mes	Longitud de perf (m)	Avance Real (m)
1	DIA	05-ene	1.69	1.58
2	NOCHE	06-ene	1.70	1.42
3	DIA	08-ene	1.68	1.61
4	DIA	09-ene	1.68	1.62
5	NOCHE	10-ene	1.67	1.59
6	DIA	11-ene	1.69	1.45
7	NOCHE	12-ene	1.68	1.58
8	DIA	13-ene	1.68	1.57
9	NOCHE	14-ene	1.66	1.59
10	DIA	15-ene	1.68	1.60
11	NOCHE	16-ene	1.70	1.58
12	DIA	17-ene	1.65	1.62
13	NOCHE	18-ene	1.68	1.61
14	DIA	19-ene	1.67	1.59
15	NOCHE	25-ene	1.66	1.58
16	DIA	26-ene	1.67	1.43
17	NOCHE	27-ene	1.66	1.60
18	DIA	28-ene	1.68	1.59
19	NOCHE	29-ene	1.69	1.58
20	NOCHE	30-ene	1.71	1.59
21	DIA	05-feb	1.69	1.59
22	DIA	06-feb	1.64	1.60
23	NOCHE	07-feb	1.71	1.46
24	DIA	08-feb	1.68	1.60
25	NOCHE	09-feb	1.70	1.58
26	DIA	11-feb	1.62	1.59
27	NOCHE	12-feb	1.70	1.45
28	DIA	13-feb	1.68	1.58
29	NOCHE	14-feb	1.70	1.61
30	DIA	15-feb	1.65	1.58
31	NOCHE	16-feb	1.68	1.60
32	DIA	18-feb	1.65	1.62
33	NOCHE	19-feb	1.71	1.59
34	DIA	20-feb	1.70	1.60
35	NOCHE	21-feb	1.71	1.62
36	DIA	22-feb	1.68	1.60
37	NOCHE	23-feb	1.68	1.59
38	DIA	24-feb	1.67	1.60
39	NOCHE	25-feb	1.70	1.59
40	DIA	26-feb	1.68	1.61

Fuente: Elaboración propia

ANEXO 8

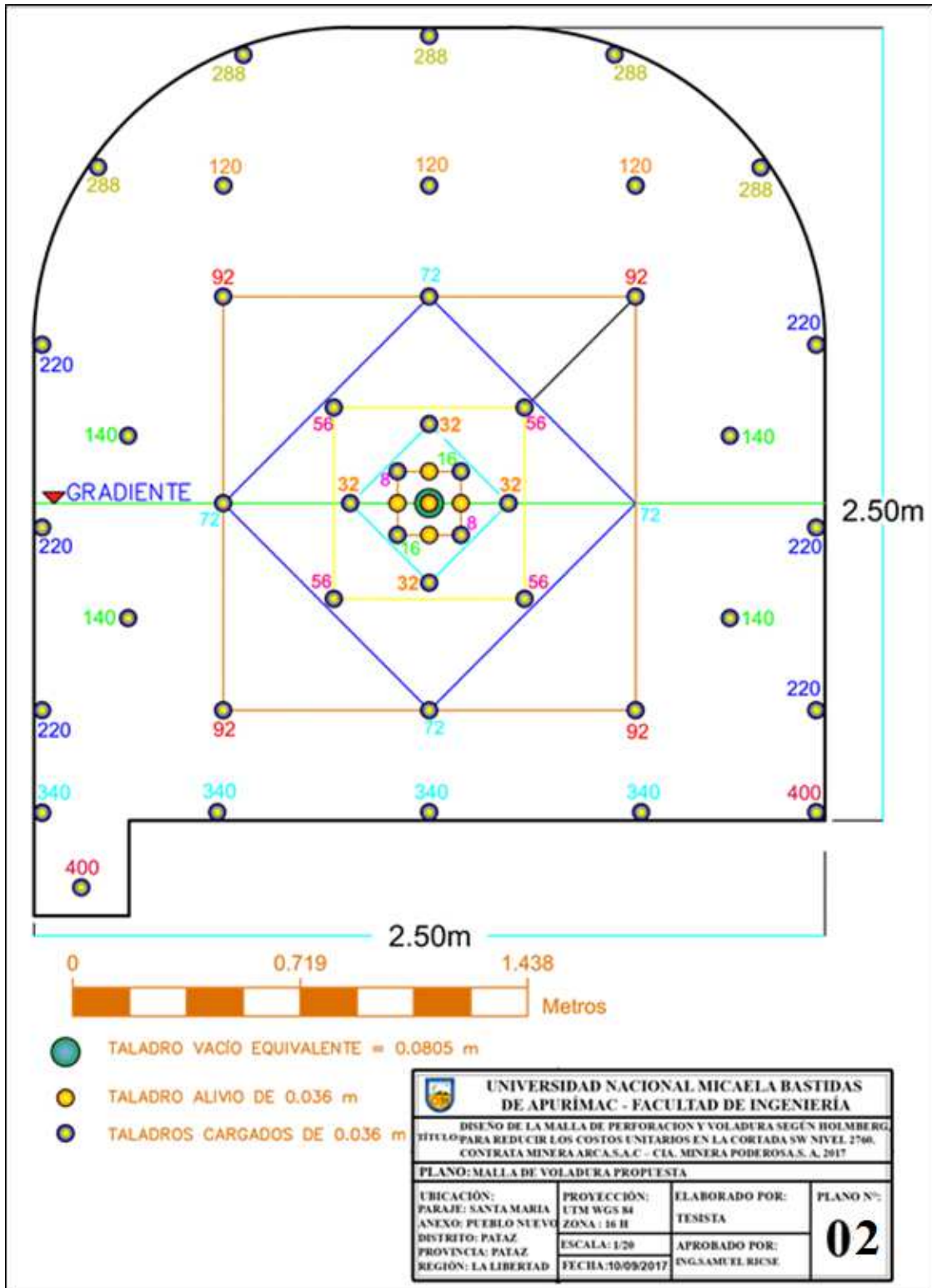
Plano de la malla de perforación propuesta



Fuente: Elaboración propia

ANEXO 9

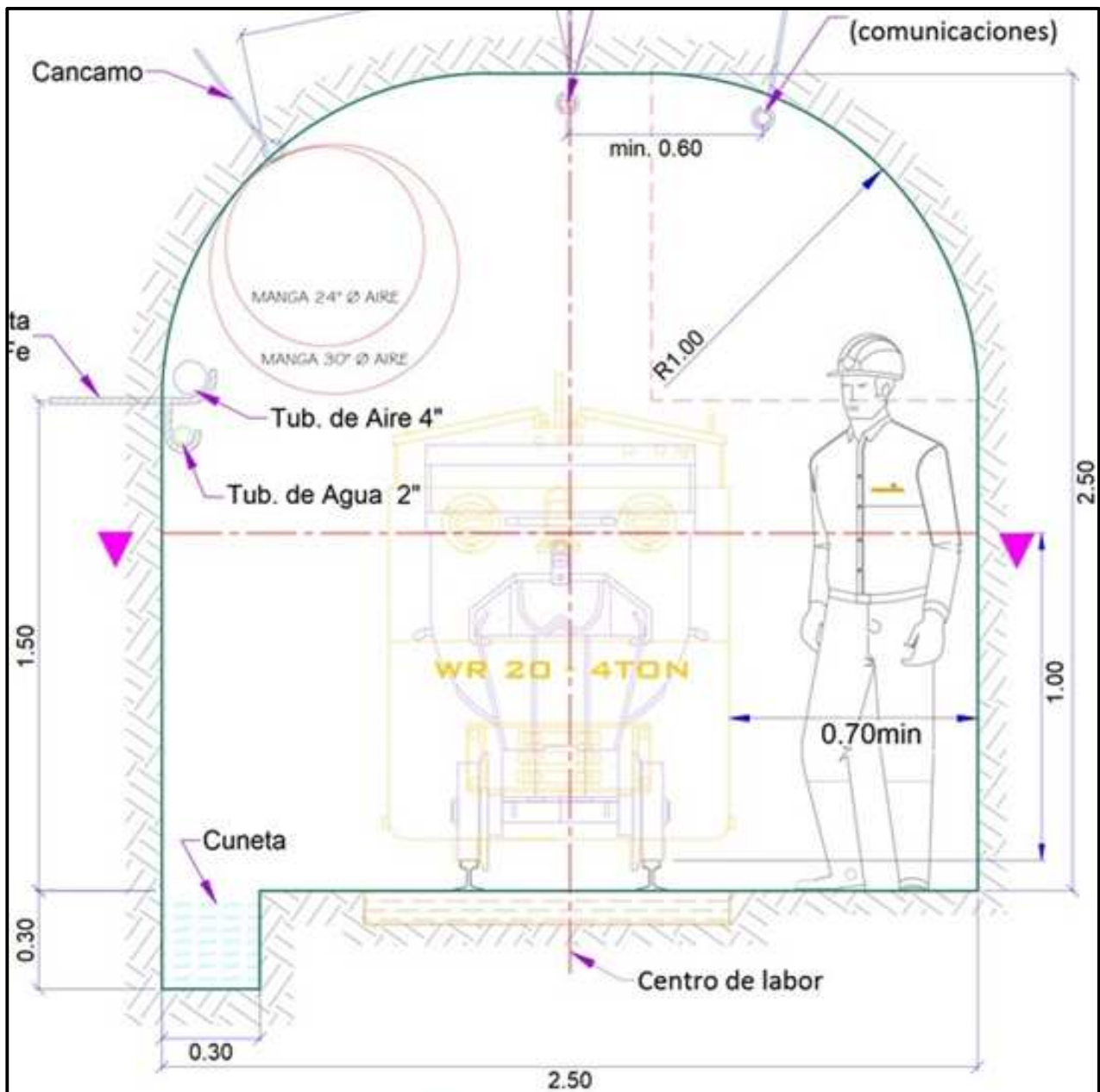
Plano de la malla de voladura propuesta



Fuente: Elaboración propia

ANEXO 10

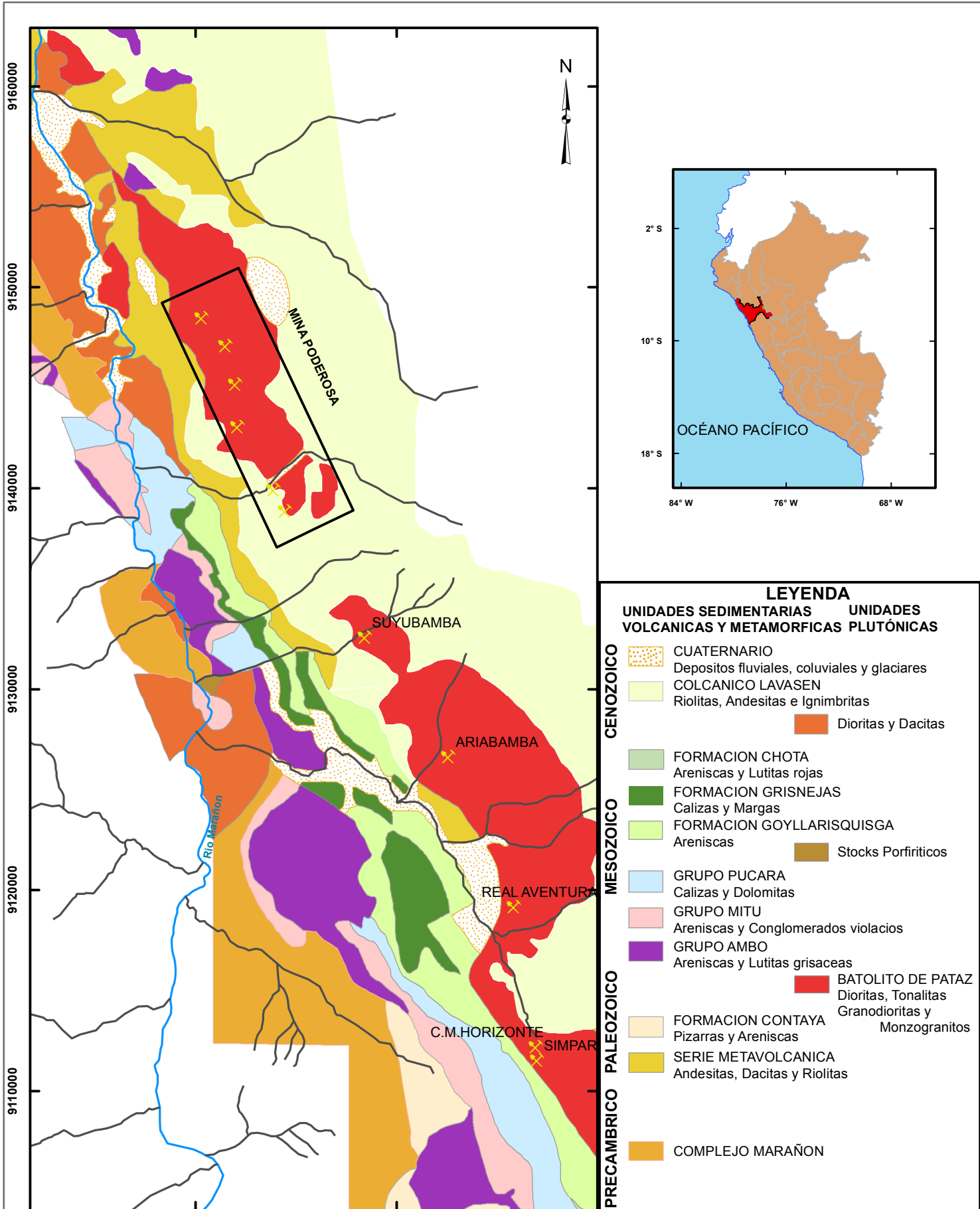
Plano en sección de la cortada Sur Oeste



 UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC - FACULTAD DE INGENIERÍA			
DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA SEGUN HOLMBERG TÍTULO: PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760. CONTRATA MINERA ARCA.S.A.C - CIA. MINERA PODEROSA.S.A, 2017			
PLANO: SECCIÓN DE LA CORTADA SUROESTE NIVEL 2760 - UP SANTA MARIA			
UBICACIÓN: PARAJE: SANTA MARIA ANEXO: PUEBLO NUEVO DISTRITO: PATAZ PROVINCIA: PATAZ REGIÓN: LA LIBERTAD	PROYECCIÓN: UTM WGS 84 ZONA: 16 H ESCALA: 1/20 FECHA: 10/09/2017	ELABORADO POR: TESISTA APROBADO POR: ING.SAMUEL RICSE	PLANO N°: 03

Fuente: Cía. Minera Poderosa

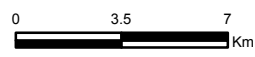
ANEXO 11
PLANO DE GEOLOGÍA REGIONAL DE CIA MINERA
PODEROSA



LEYENDA

UNIDADES SEDIMENTARIAS VOLCANICAS Y METAMORFICAS	UNIDADES PLUTONICAS
<ul style="list-style-type: none"> CUATERNARIO Depositos fluviales, coluviales y glaciares COLCANICO LAVASEN Riolitas, Andesitas e Ignimbritas FORMACION CHOTA Areniscas y Lutitas rojas FORMACION GRISNEJAS Calizas y Margas FORMACION GOYLLARISQUISGA Areniscas GRUPO PUCARA Calizas y Dolomitas GRUPO MITU Areniscas y Conglomerados violacios GRUPO AMBO Areniscas y Lutitas grisaceas FORMACION CONTAYA Pizarras y Areniscas SERIE METAVOLCANICA Andesitas, Dacitas y Riolitas COMPLEJO MARAÑON 	<ul style="list-style-type: none"> Dioritas y Dacitas Stocks Porfiríticos BATOLITO DE PATAZ Dioritas, Tonalitas Granodioritas y Monzogranitos

SÍMBOLO
 Mina



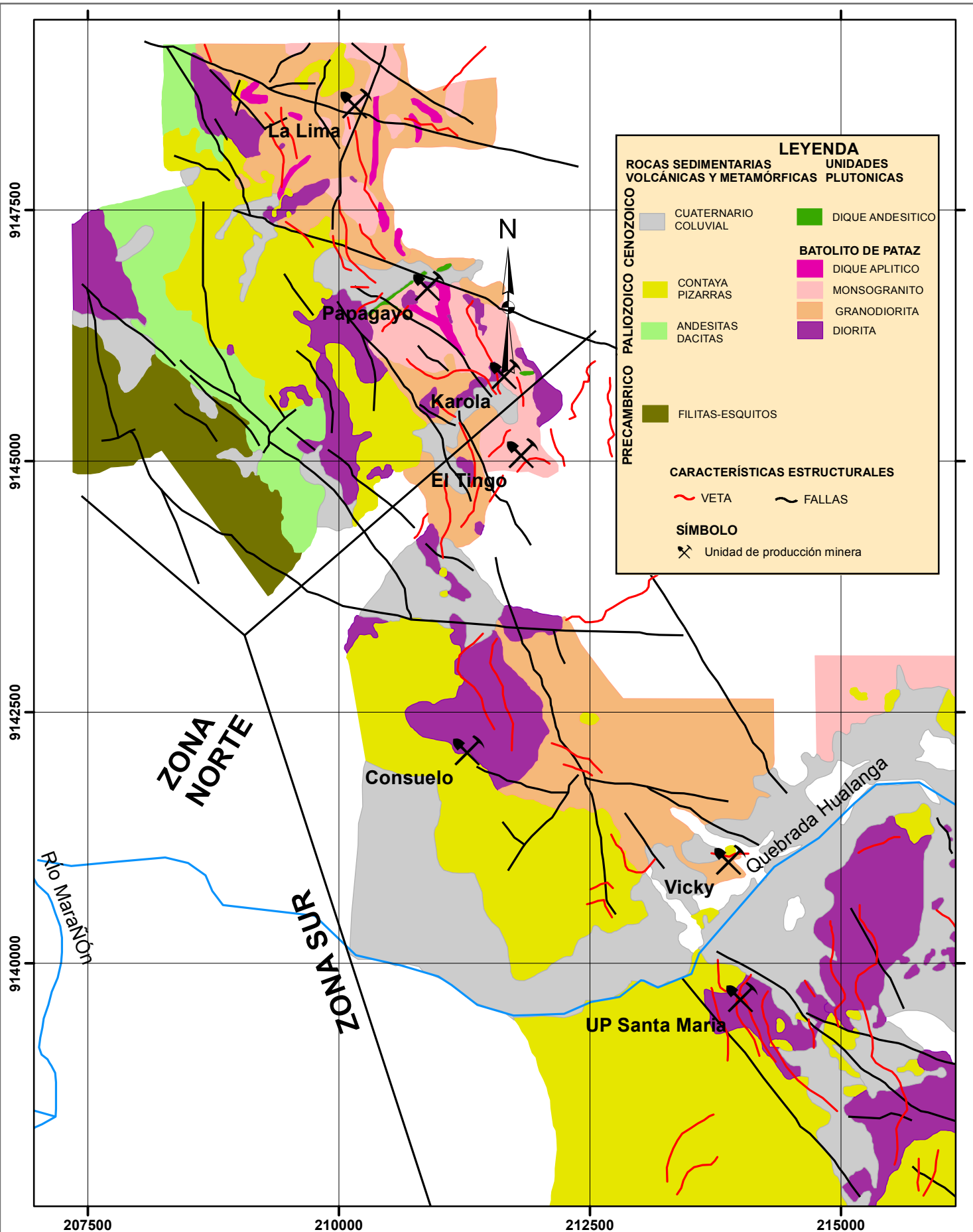
UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC - FACULTAD DE INGENIERÍA

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG.
 TÍTULO: PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760.
 CONTRATA MINERA ARCA S.A.C – CIA. MINERA PODEROSA S.A, 2017

PLANO: GEOLOGÍA REGIONAL

UBICACIÓN: PARAJE: SANTA MARIA ANEXO: PUEBLO NUEVO DISTRITO: PATAZ PROVINCIA: PATAZ REGIÓN: LA LIBERTAD	PROYECCIÓN: UTM WGS 84 ZONA : 16 H ESCALA: 1/250000 FECHA: 10/09/2017	ELABORADO POR: TESISTA APROBADO POR: ING. SAMUEL RICSE	PLANO N°: 04
--	---	---	----------------------------

ANEXO 12
PLANO DE GEOLOGÍA LOCAL DE CIA MINERA PODEROSA



LEYENDA

ROCAS SEDIMENTARIAS VOLCÁNICAS Y METAMÓRFICAS

- CUATERNARIO COLUVIAL
- CONTAYA PIZARRAS
- ANDESITAS DACITAS
- FILITAS-ESQUITOS

UNIDADES PLUTÓNICAS

- DIQUE ANDESITICO
- DIQUE APLITICO
- MONSOGRANITO
- GRANODIORITA
- DIORITA

BATOLITO DE PATAZ

PRECAMBRICO PALIOZOICO CENOZOICO

CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES

- VETA
- FALLAS

SÍMBOLO

- Unidad de producción minera

ZONA NORTE

RIO MARAÑÓN

SUR

ANZOZ

ESCALA GRAFICA



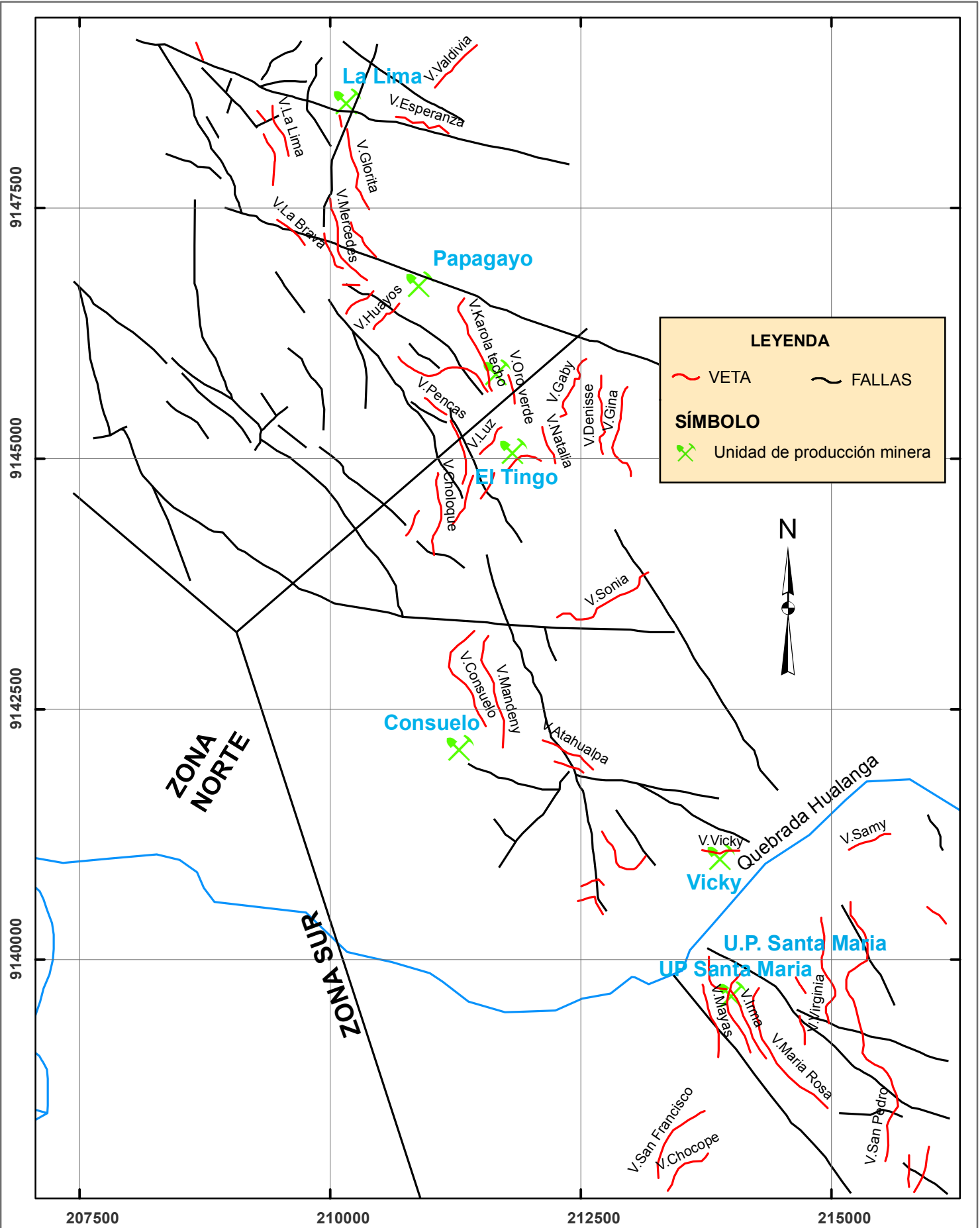
<p>UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC - FACULTAD DE INGENIERÍA</p>			
<p>DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760. CONTRATA MINERA ARCA.S.A.C – CIA. MINERA PODEROSA.S.A. 2017</p>			
<p>PLANO: GEOLOGÍA LOCAL</p>			
<p>UBICACIÓN: PARAJE: SANTA MARIA ANEXO: PUEBLO NUEVO DISTRITO: PATAZ PROVINCIA: PATAZ</p>	<p>PROYECCIÓN: UTM WGS 84 ZONA : 16 H ESCALA: 1/50000</p>	<p>ELABORADO POR: TESISTA</p> <p>APROBADO POR: ING. SAMUEL RIVERA</p>	<p>PLANO N°: 05</p>



ANEXO 13

PLANO DE CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES DE CÍA

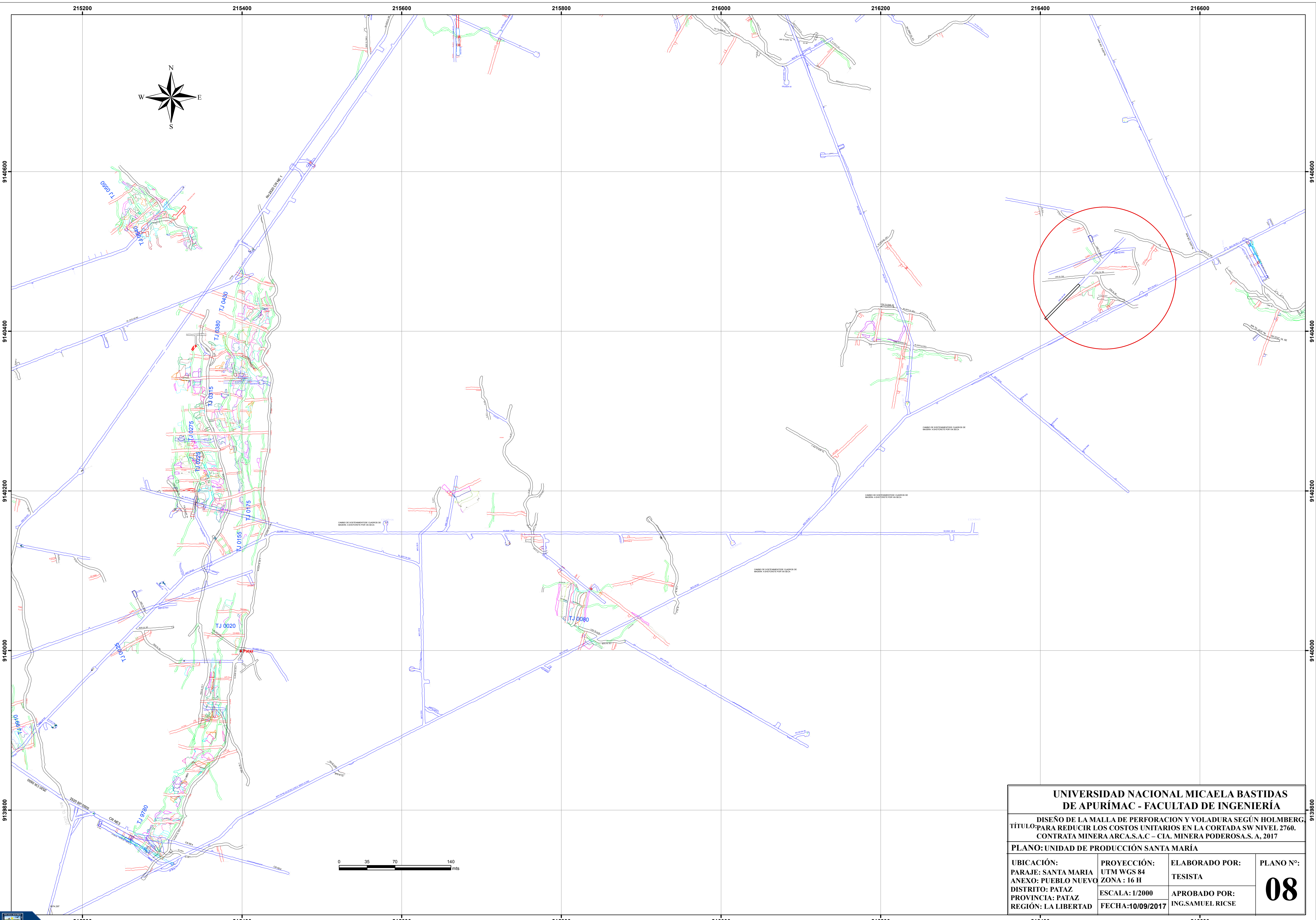
MINERA PODEROSA



 UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC - FACULTAD DE INGENIERÍA			
TÍTULO: DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760. CONTRATA MINERA ARCA.S.A.C - CIA. MINERA PODEROSA.S.A, 2017			
PLANO: GEOLOGÍA ESTRUCTURAL			
UBICACIÓN: PARAJE: SANTA MARIA ANEXO: PUEBLO NUEVO DISTRITO: PATAZ PROVINCIA: PATAZ	PROYECCIÓN: UTM WGS 84 ZONA : 16 H ESCALA: 1/50000	ELABORADO POR: TESISISTA APROBADO POR:	PLANO N°: 06

ANEXO 14
PLANO DE UBICACIÓN DE CORTADA SUR OESTE

ANEXO 15
PLANO DE UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC - FACULTAD DE INGENIERÍA			
DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA SEGÚN HOLMBERG TÍTULO: PARA REDUCIR LOS COSTOS UNITARIOS EN LA CORTADA SW NIVEL 2760. CONTRATA MINERA ARCA.S.A.C - CIA. MINERA PODEROSA.S. A, 2017			
PLANO: UNIDAD DE PRODUCCIÓN SANTA MARÍA			
UBICACIÓN: PARAJE: SANTA MARIA ANEXO: PUEBLO NUEVO DISTRITO: PATAZ PROVINCIA: PATAZ REGION: LA LIBERTAD	PROYECCIÓN: UTM WGS 84 ZONA: 16 H ESCALA: 1/2000 FECHA: 10/09/2017	ELABORADO POR: TESISTA APROBADO POR: ING. SAMUEL RICSE	PLANO N°: 08