

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Influencia de la estandarización de la malla de perforación y voladura en las sobre roturas para labores de sección 3.5 m. x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase IV aplicando el “Modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. 2018**

Marlon Leiva Mendoza

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2019

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



Obra protegida bajo la licencia de [Creative Commons Atribución-NoComercial-SinDerivadas 2.5 Perú](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/2.5/peru/)

## **AGRADECIMIENTO**

Es necesario mencionar en estas líneas mi especial reconocimiento y agradecimiento a todo el personal obrero y empleado de la Compañía Minera Raura, quienes me abrieron las puertas para ejecutar mi plan de tesis y sobre todo a la empresa especializada “Administración de Empresas S.A.C.” (AESA) la cual me dio la oportunidad laboral para ejercer mi profesión y el apoyo para demostrar una solución a un problema dentro de sus labores operacionales.

También deseo expresar mis sinceros agradecimientos a todos los docentes que han dejado enseñanza a favor de mi profesión, a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Continental en especial a mi asesor quien ofreció su cordial apoyo en este proceso de titulación hacia mi persona.

Esta investigación es el resultado del esfuerzo conjunto de todo el equipo de trabajo de docentes y compañeros, con quienes a lo largo de todo este tiempo pusimos a prueba nuestras capacidades y conocimientos en el desarrollo de la investigación. La cual ha finalizado cubriendo todas nuestras expectativas profesionales.

## **ASESOR**

Ing. Benjamín Manuel Ramos Aranda

## DEDICATORIA

La presente tesis está dedicado principalmente a mis padres, Roberto Leiva Cárdenas y Teodora Mendoza Bernaola; que con total humildad y sacrificio hicieron de mi sueño una profesión, que me dieron el impulso para superarme más cada día y ser el mejor en la carrera profesional de Ingeniería de Minas y dedicar todos mis logros a ellos.

## ÍNDICE DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTO .....	II
ASESOR.....	III
DEDICATORIA .....	IV
ÍNDICE DE CONTENIDO .....	V
LISTA DE TABLAS .....	IX
LISTA DE FIGURAS .....	XIII
RESUMEN.....	XVIII
ABSTRACT .....	XIX
INTRODUCCIÓN.....	XX
CAPÍTULO I.....	22
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	22
1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	22
1.1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	22
1.1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	24
1.2. OBJETIVO.....	25
1.2.1 OBJETIVO GENERAL.....	25
1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	25
1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA.....	25
1.4. HIPÓTESIS .....	26
1.4.1. HIPÓTESIS DE INVESTIGACIÓN.....	26
1.5. VARIABLES.....	26
CAPÍTULO II.....	27
MARCO TEÓRICO .....	27
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	27
2.2 BASES TEÓRICAS .....	29
2.2.1 ESTANDARIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA ..29	
2.2.2 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA:.....	43

2.2.3	ASPECTOS GEOLÓGICOS GENERALES: .....	51
2.2.4	PROPIEDADES MECÁNICAS DE LAS ROCAS PARA VOLADURA:.....	52
2.2.5	EXPLOSIVOS INDUSTRIALES PARA USO EN MINERÍA .....	56
2.2.6	APLICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS INDUSTRIALES:.....	62
2.2.7	ACCESORIOS PARA VOLADURA:.....	67
2.2.8	CRITERIOS DE SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS: .....	67
2.2.9	PARÁMETROS PARA LA ELABORACIÓN DE UN DISEÑO DE MALLA DE P&V	69
2.2.10	CÁLCULO Y DISTRIBUCIÓN DE LA CARGA EXPLOSIVA: .....	74
2.2.11	VOLADURA CONTROLADA .....	77
2.2.12	SOBRE ROTURA.....	83
CAPÍTULO III.....		85
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....		85
3.1	MÉTODO Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN .....	85
3.1.1	MÉTODO DE LA INVESTIGACIÓN.....	85
3.1.2	ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN .....	85
3.2	DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN .....	86
3.2.1	DISEÑO GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN.....	86
3.2.2	DISEÑO ESPECIFICO DE LA INVESTIGACIÓN .....	86
3.3	POBLACIÓN Y MUESTRA.....	86
3.3.1	POBLACIÓN.....	86
	FUENTE: TOPOGRAFÍA, PLANEAMIENTO, AESA SETIEMBRE 2018 P.16.....	87
3.3.2	MUESTRA.....	87
3.4	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	88
3.4.1	TÉCNICAS UTILIZADAS EN LA RECOLECCIÓN DE DATOS.....	88
3.4.2	INSTRUMENTOS UTILIZADOS EN LA RECOLECCIÓN DE DATOS .....	88
CAPÍTULO IV .....		89
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS .....		89

4.1	. RESULTADOS DE LA IMPLEMENTACIÓN ESTANDARIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	89
4.1.1.	IDENTIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO DE CALIDAD IV EN LAS LABORES DE LA COMPAÑÍA MINERA RAURA.....	89
4.1.2.	RESULTADOS GEOMECÁNICOS DE LA ZONA DE MUESTREO .....	97
4.2	CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS USANDO EL MODELO MATEMÁTICO ÁREAS DE INFLUENCIAS PARA UNA SECCIÓN 3.5M X 3.5M EN UNA ROCA DE CLASE IV.	108
4.2.1	PARÁMETROS GENERALES PARA EL CÁLCULO DEL MODELO MATEMÁTICO:.....	110
4.2.2	CÁLCULO PARA EL BURDEN NOMINAL EN EL ARRANQUE Y AYUDAS (DETALLADO):.....	114
4.2.3	CÁLCULO PARA EL BURDEN NOMINAL EN EL CUADRADORES (RESUMEN). .....	121
4.2.4	CÁLCULO PARA EL BURDEN NOMINAL EN LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN. ....	122
4.2.5	CÁLCULO PARA EL BURDEN NOMINAL EN EL HASTIALES (VOLADURA CONTROLADA).....	123
4.2.6	CÁLCULO PARA EL BARDEN NOMINAL EN EL CORONA (VOLADURA CONTROLADA).....	125
4.2.7	CÁLCULO PARA EL BARDEN NOMINAL EN EL ARRASTRE. ....	126
4.3	DISTRIBUCIÓN DE LOS TALADROS PARA EL NUEVO ESTÁNDAR DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA UTILIZANDO ÁREAS DE INFLUENCIAS:.....	129
4.8	IMPLEMENTACIÓN DEL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN COMO BASE PARA EL NUEVO ESTÁNDAR EN LA COMPAÑÍA MINERA RAURA. ....	134
4.9	RESULTADOS COMPARATIVOS EN LA APLICACIÓN DE LOS ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE OPERACIÓN EN LA COMPAÑÍA MINERA RAURA. ....	150
4.10	VENTAJAS DEL USO DE ESTÁNDAR EN LABORES DE EXPLOTACIÓN Y/O AVANCES DENTRO DE LA U.M. RAURA:.....	177
4.11	PRUEBA DE HIPÓTESIS.....	178

CONCLUSIONES .....	179
RECOMENDACIONES .....	180
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	182
ANEXOS .....	184

## LISTA DE TABLAS

TABLA 1. FACTOR DE SEGURIDAD	37
TABLA 2. DESIGNACIÓN DEL FACTOR DE SEGURIDAD	38
TABLA 3. VALORES RQD EN PORCENTAJE (%)	45
TABLA 4. VALORES RMR	48
TABLA 5: VALORES RMR	48
TABLA 6. CARACTERÍSTICAS FÍSICO-MECÁNICAS DE ROCAS PRINCIPALES EN EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS Y TAJO ABIERTO	53
TABLA 7. EVALUACIÓN INSITU DE RESISTENCIA DEL MATERIAL ROCOSO	54
TABLA 8. EVALUACIÓN INSITU DE RESISTENCIA DEL MATERIAL ROCOSO	54
TABLA 9: PROPIEDADES MECÁNICAS DE LAS ROCAS PRINCIPALES EN MINERÍA.	56
TABLA 10. VELOCIDAD DE DETONACIÓN EN (M/S).	59
TABLA 11: PRESIÓN DE DETONACIÓN.	60
TABLA 12. DENSIDAD DE EXPLOSIVOS MÁS COMUNES	61
TABLA 13. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA GELATINA ESPECIAL	63
TABLA 14. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA GELATINA ESPECIAL	64
TABLA 15. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE DINAMITA SEMEXA.	64
TABLA 16. CARACTERÍSTICAS DE PESO Y CARTUCHOS POR CAJA DE LA DINAMITA SEMEXA.	65
TABLA 17. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE EMULSIONES ENCARTUCHADAS.	66
TABLA 18. FACTOR DE ROCA SEGÚN DUREZA EN (M).	75
TABLA 19. DISTANCIA ENTRE TALADOS EN (M).	75
TABLA 20: FACTOR DE CARGA APROXIMADO POR TIPO DE ROCA	76
TABLA 21. CARGA DE EXPLOSIVO, DAÑO Y DISTANCIA.	82
TABLA 22. RESULTADOS DE ROCA CON MAYOR PRESENCIA EN LABORES DE CALIDAD IV	91
TABLA 23. ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS DE ZONAS DE MUESTRA (SNO76 Y SN690)	92
TABLA 24. ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS DE ZONAS DE MUESTRA (SN076 Y SN690)	93
TABLA 25. CARTILLA GEOMECÁNICA DE LABOR: GL651EE	95

TABLA 26. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICA DE ALGUNAS LABORES EN AVANCE CON UN RMR 32 – 38, DE CALIDAD IV.	97
TABLA 27. COMPARATIVA ENTRE RMR Y RQD	98
TABLA 28. COMPARATIVA ENTRE GSI Y RQD.	104
TABLA 29. CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES DE LOS EXPLOSIVOS USADOS EN LA U.M. RAURA	111
TABLA 30. EXSANELES PARA SECCIÓN 3.5M X 3.5M (4.8 M)	111
TABLA 31. ACCESORIOS USADOS EN LA COMPAÑÍA MINERA RAURA:	111
TABLA 32: EXPLOSIVOS USADOS POR TALADROS DE ARRANQUE EN LAS OPERACIONES DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA	112
TABLA 33: EXPLOSIVOS USADOS POR TALADROS CUADRADORES EN LAS OPERACIONES DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA	112
TABLA 34: EXPLOSIVOS USADOS POR TALADROS DE PRODUCCIÓN EN LAS OPERACIONES DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA	113
TABLA 35: EXPLOSIVOS USADOS POR TALADROS DE LOS HASTIALES EN LAS OPERACIONES DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA	113
TABLA 36. EXPLOSIVOS USADOS POR TALADROS DE LA CORONA EN LAS OPERACIONES DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA	113
TABLA 37. EXPLOSIVOS USADOS POR TALADROS DEL ARRASTRE EN LAS OPERACIONES DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA	114
TABLA 38. EXPLOSIVOS USADOS EN UN FRENTE DE 3.50 X 3.50 PARA U MACIZO ROCOSO DE CALIDAD IV:	114
TABLA 39: EXPLOSIVO SE UTILIZARÁ EL SEMEXSA 65% 1 ½"X12"	115
TABLA 40: FACTOR DE SEGURIDAD	119
TABLA 41: FACTORES DE SEGURIDAD EN LA COMPAÑÍA MINERA RAURA	119
TABLA 42. EXPLOSIVOS DINAMITAS EXSA	121
TABLA 43: OTRAS VARIABLES	121
TABLA 44. VARIABLES PARA LA APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO	121
TABLA 45. EXPLOSIVOS USADOS EN LA COMPAÑÍA MINERA RAURA	122
TABLA 46: OTRAS VARIABLES	122
TABLA 47. VARIABLES USADAS PARA LA APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO	123
TABLA 48. EXPLOSIVOS DINAMITAS EXSA	123
TABLA 49. OTRAS VARIABLES	124

TABLA 50: VARIABLES USADAS PARA LA APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO	124
TABLA 51: EXPLOSIVOS DINAMITAS EXSA	125
TABLA 52: OTRAS VARIABLES	125
TABLA 53: VARIABLES USADAS PARA LA APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO	126
TABLA 54. EXPLOSIVOS DINAMITAS EXSA	126
TABLA 55. OTRAS VARIABLES	127
TABLA 56. VARIABLES USADAS PARA LA APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO	127
TABLA 57: ÁREAS DE INFLUENCIA	128
TABLA 58. PARÁMETROS DE DISPARO	128
TABLA 59: EXSANELES PARA SECCIÓN 3: 3.5M X3.5M EN FRENTE	134
TABLA 60: PARÁMETROS DE LA LABOR	135
TABLA 61: ÁREA DE DISTRIBUCIÓN	135
TABLA 62: ÁREA DE DISTRIBUCIÓN	140
TABLA 63. DATOS GENERALES	141
TABLA 64: ESTÁNDAR MALLA DE PERFORACIÓN: U.M. RAURA – 2017-2018-2019	141
TABLA 65: ACCESORIOS USADOS EN EL ESTÁNDAR PROPUESTO	142
TABLA 66: EXSANELES PARA SECCIÓN 3.5M X 3.5M EN FRENTES	142
TABLA 67: ARRANQUE Y AYUDA	143
TABLA 68. DATOS GENERALES	144
TABLA 69. EXPLOSIVO PARA EL NUEVO DISEÑO DE MALLA (ÁREAS DE INFLUENCIAS)	144
TABLA 70. ACCESORIOS USADOS EN LA ESTÁNDAR PROPUESTO POR LA COMPAÑÍA MINERA RAURA	145
TABLA 71. EXSANELES PARA SECCIÓN 3.5M X 3.5M EN FRENTES	145
TABLA 72: DATOS GENERALES	146
TABLA 73. DIFERENCIAS ESPECÍFICAS EN LA DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS EN LAS MALLAS DE PERFORACIÓN	146
TABLA 74: DIFERENCIAS ESPECÍFICAS EN LA DISTRIBUCIÓN DE EXPLOSIVOS EN LAS MALLAS DE PERFORACIÓN	147
TABLA 75. DIFERENCIAS EN LOS PARÁMETROS GENERALES ENTRE EL NUEVO ESTÁNDAR DE P & V (ÁREAS DE INFLUENCIA) Y EL ANTIGUO ESTÁNDAR:	150

TABLA 76: LABORES PARA SECCIÓN DE 3.5 X 3.5 ROCA DE CALIDAD III	151
TABLA 77. RENDIMIENTO DE EQUIPOS EMPLEADOS	152
TABLA 78: COSTOS UNITARIOS POR DISPARO.	152
TABLA 79: ESTÁNDAR MALLA DE PERFORACIÓN U. M. RAURA	156
TABLA 80: CUADRO DE SOBRE ROTURA DE LA GL651EE	158
TABLA 81: SOBRE ROTURA CALCULADA EN LAS LABORES DE MUESTRA	173
TABLA 87:STUDENT PARA ROTURA ANTES Y DESPUÉS DE LA APLICACIÓN	178

## LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1: ÁREA DE INFLUENCIA DE UN TALADRO DESPUÉS DE LA VOLADURA. TOMADA DE E. HOEK / E.T. BROWM, "EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN ROCA" (7) P.28.	30
FIGURA 2. ÁREA DE INFLUENCIA DE UN TALADRO. TOMADA DE NUEVA TEORÍA PARA CALCULAR EL BURDEN, "IV CONEINGEMMET" EN HUANCAYO 2003 P.28.	30
FIGURA 3: DIAGRAMA DE CUERPO LIBRE "D.C.L." DEL CORTE A-A'.. TOMADA DE LA NUEVA TEORÍA PARA CALCULAR EL BURDEN, "IV CONEINGEMMET" EN HUANCAYO 2003 P.29.	31
FIGURA 4. ÁREA DE INFLUENCIA DEL TALADRO CON RELACIÓN AL BURDEN Y ESPACIAMIENTO. TOMADA POR LA NUEVA TEORÍA PARA CALCULAR EL BURDEN, "IV CONEINGEMMET" EN HUANCAYO 2003 P.30	34
FIGURA 5. ESQUEMA DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA TOMADA POR EVERT HOEK: "GEOMECÁNICA"	35
FIGURA 6: REPRESENTACIÓN GRÁFICA DE UN TALADRO CON CARGA DE FONDO Y COLUMNA. TOMADA DEL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SUBTERRÁNEA APLICANDO UN MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA (11) P.33.	40
FIGURA 7: DIAGRAMA DE CUERPO LIBRE PARA DETERMINAR EL TACO. TOMADA DE LA NUEVA TEORÍA PARA CALCULAR EL BURDEN, "IV CONEINGEMMET" EN HUANCAYO 2003. (12) P.34.	42
FIGURA 8: PROCEDIMIENTO PARA MEDICIÓN Y CÁLCULO DE RQD. TOMADA DE LA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO, JAIME SUÁREZ, PPT, COLOMBIA. (13) P.31.	44
FIGURA 9: RELACIÓN ENTRE RQD Y N° DE FRACTURAS. MECÁNICA DE ROCAS: FUNDAMENTOS E INGENIERÍA DE TALUDES, PEDRO RAMÍREZ; 2004, P.164. (6)	46
FIGURA 10. RELACIÓN ENTRE RQD Y N° DE FRACTURAS. TOMADA DE: MECÁNICA DE ROCAS: FUNDAMENTOS E INGENIERÍA DE TALUDES, PEDRO RAMÍREZ; 2004, P.165.	46
FIGURA 11: DIRECCIÓN DE SONDEO. ELABORACIÓN PROPIA.	47
FIGURA 12: SISTEMA DE VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA (A). ).TOMADA DEL INFORME TÉCNICO DE LA UNIDAD MINERA RAURA P.1	49
FIGURA 13. SISTEMA DE VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA (E, F). TOMADA DEL INFORME TÉCNICO DE LA UNIDAD MINERA RAURA P.2 (7)	50

FIGURA 14: EFECTO DE ORIENTACIÓN Y BUZAMIENTO. TOMADA DEL INFORME TÉCNICO DE LA UNIDAD MINERA RAURA P.6 (7)	50
FIGURA 15. ZONA DE CONTACTO ENTRE LA GRANODIORITA Y EL PÓRFIDO DACITA FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA. CIA. RAURA.	52
FIGURA 16. PROCESO DE DETONACIÓN. TOMADA DEL MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA P 119	58
FIGURA 17. DENOMINACIÓN DE ESTOS TALADROS EN EL PERÚ. TOMADA DEL “MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA” P.17.	70
FIGURA 18: ARRANQUES MÁS COMUNES UTILIZADOS LABORES SUBTERRÁNEAS. TOMADA DEL “MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA”, P. 184.	71
FIGURA 19. RIMADORA PARA LOS TALADROS DE ARRANQUE. ELABORACIÓN PROPIA	71
FIGURA 20. DIAGRAMA DE SALIDA DE UN ARRANQUE CON CORTE QUEMADO. TOMADA DEL “MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA”, P.142.	72
FIGURA 21. DIAGRAMA DE SALIDA DE UN ARRANQUE CON CORTE QUEMADO. ÁREA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA; PLANEAMIENTO AESA U.M. RAURA.	73
FIGURA 22. DIAGRAMA DE SALIDA DE UN ARRANQUE CON CORTE QUEMADO. TOMADA DEL MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA, P. 227.	77
FIGURA 23. EFECTO DE VOLADURA CONTROLADA. TOMADA DEL MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA, P. 239	78
FIGURA 24. FASE DE SALIDA DE UNA VOLADURA DE RECORTE. TOMADO DEL “MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA”, P. 240	82
FIGURA 25. FASE DE SALIDA DE UNA VOLADURA DE RECORTE. “MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA”, P. 241.	83
FIGURA 26: ESQUEMA DE VOLADURA CONTROLADA DE UN FRENTE DE AVANCE. “MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, EXSA” P. 241.	83
FIGURA 27. ESQUEMA DE LA TOMA EN LA SE PRESENTA LA SOBRE ROTURA. TOMADO DEL “INFORME SOBRE ROTURA 2015-CMH” P.210	84
FIGURA 28. PLANO DE NIVEL 100 LOCALIZACIÓN DE LABOR “MUESTRA” LABORES AESA. AUTOCAD.	87
FIGURA 29: PLANO DE LA GL651EE Y GL651WW. TOPOGRAFÍA, PLANEAMIENTO, AESA SETIEMBRE 2018 P.12.	87
FIGURA 30. REPRESENTACIÓN MINERALÓGICA DE MINERA. ELABORACIÓN PROPIA.	90

FIGURA 31. SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE Y MALLA EN TODAS SECCIONES DE LA LABOR (GL651EE. ELABORACIÓN PROPIA., U. M. RAURA, OPERACIONES.	94
FIGURA 32. CARTILLA GEOMECÁNICA DE LABOR: GL651EE TOMADO DEL “DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA Y GEOLÓGICO NV 100, COMPAÑÍA MINERA RAURA”, 2018.	96
FIGURA 33. GEOMECÁNICA VR.5.0. TOMADA DEL DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA, COMPAÑÍA MINERA RAURA 2018 P. 1	100
FIGURA 34. MAPEO GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR RMR EN UNA ROCA DE CALIDAD IV. ELABORACIÓN PROPIA, OPERACIONES, U. M. RAURA.	101
FIGURA 35. METODOLOGÍA DE APLICACIÓN, CONSIDERACIONES DEL USO DE TABLA GSI. TOMADA DE TABLAS GEOMECÁNICAS VERSIÓN 5.0 - 2018, COMPAÑÍA MINERA RAURA P. 13.	102
FIGURA 36. CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO EN LA GL651EEN SEGÚN GSI. ELABORACIÓN PROPIA., U. M. RAURA, OPERACIONES.	103
FIGURA 37. CARACTERÍSTICAS DE LA MUESTRA (A). ELABORACIÓN PROPIA	105
FIGURA 38: CARACTERÍSTICAS DE LA MUESTRA (B). ELABORACIÓN PROPIA	106
FIGURA 39: CARACTERÍSTICAS DE LA MUESTRA (C).ELABORACIÓN PROPIA	107
FIGURA 40. SEPARACIÓN DE LOS CARTUCHOS PARA LA PALIACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA. TOMADA DEL ESTÁNDAR DE P & V, ÁREA DE PERFORACIÓN VOLADURA, AESA I&M, 2018 P. 29	125
FIGURA 41. PRESENTACIÓN DE ARRANQUE Y DIMISIONES. ELABORACIÓN PROPIA.	129
FIGURA 42: PRESENTACIÓN DE ARRANQUE Y DIMENSIONES. FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA	130
FIGURA 43: DISTRIBUCIÓN DE TALADROS SEGÚN “ÁREAS DE INFLUENCIAS”. ELABORACIÓN PROPIA.	131
FIGURA 44: DISTRIBUCIÓN DE TALADROS SEGÚN “ÁREAS DE INFLUENCIAS” ELABORACIÓN PROPIA.	132
FIGURA 45: SECUENCIA DE SALIDA SEGÚN TIEMPO DE RETARDO DE LOS “EXSANELES”. ELABORACIÓN PROPIA.	133
FIGURA 46. PRESENTACIÓN DE LABOR. ELABORACIÓN PROPIA	134
FIGURA 47: ESTÁNDAR; MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA. ELABORACIÓN PROPIA	136
FIGURA 48: ESTÁNDAR; MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA. ELABORACIÓN PROPIA	137

FIGURA 49: ESTÁNDAR DE MALLA DE PERFORACIÓN EN LA COMPAÑÍA MINERA RAURA. : ÁREA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, PLANEAMIENTO, AESA SETIEMBRE 2018.	139
FIGURA 50: NUEVO ESTÁNDAR DE P&V APLICANDO ÁREAS DE INFLUENCIAS. TOMADA DEL ÁREA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, PLANEAMIENTO, AESA SETIEMBRE 2018.	143
FIGURA 51. LÍMITE MÁXIMO ENTRE EXPLOSIVO CARGADO Y LONGITUD DEL TALADRO PARA EVITAR DISPAROS ANILLADOS. TOMADA DEL ESTÁNDAR DE P & V, ÁREA DE PERFORACIÓN VOLADURA, AESA I&M, 2018.	147
FIGURA 52. PLANO DE NIVEL 100, LOCALIZACIÓN DE LABOR “MUESTRA” LABORES AESA. AUTOCAD TOMADA DEL ÁREA DE TOPOGRAFÍA, PLANEAMIENTO, AESA SETIEMBRE 2018.	151
FIGURA 53. CONSECUENCIAS DEL USO DE ESTÁNDAR PARA LA BORES EN AVANCE. ELABORACIÓN PROPIA., U. M. RAURA, OPERACIONES.	157
FIGURA 54: MARCADO DE LABOR GL651EE, NV. 100, TOPOGRAFÍA AESA I&M. ELABORACIÓN PROPIA., ZONA DE OPERACIONES, U. M. RAURA	160
FIGURA 55: RESULTADOS DE LA VOLADURA SIMULADOS EN “JK SIMBLAST” (GL651EE). TOMADA DEL ÁREA DE PERF-VOL, AESA I&M, 2018.	161
FIGURA 56: PLANO DE NIVEL 100, LOCALIZACIÓN DE LABOR “MUESTRA” LABORES AESA. AUTOCAD. ELABORACIÓN PROPIA.	162
FIGURA 57: CARACTERÍSTICAS AL INICIO Y EN PROCESO DE LA LABOR GL651EE. TOMADA DEL ÁREA DE TOPOGRAFÍA, AESA, 2018.	163
FIGURA 58: RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA. TOMADA DEL: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA, COMPAÑÍA MINERA RAURA, 2018.	166
FIGURA 59: INICIO DE PINTADO DEL CENTRO E INICIO DE PERFORACIÓN DEL ARRANQUE. ELABORACIÓN PROPIA	167
FIGURA 60: JUMBO ELECTROHIDRÁULICO DENOMINADO “JUMBO DD321-1”. ELABORACIÓN PROPIA	168
FIGURA 61: CARACTERÍSTICAS AL INICIO Y EN PROCESO DE LA LABOR GL651EE. ELABORACIÓN PROPIA	169
FIGURA 62: CARACTERÍSTICAS AL INICIO Y EN PROCESO DE LA LABOR VE721EE. TOMADA DEL ÁREA DE TOPOGRAFÍA, AESA, 2018.	170
FIGURA 63: PERFORACIÓN DE UN ARRANQUE EN UN MACIZO ROCOSO DE CALIDAD IV, SOBRE SHOTCRETE DE SACRIFICIO EN EL FRENTE. TOMADA DEL ÁREA DE TOPOGRAFÍA, AESA, 2018.	171

FIGURA 64: CAÑAS PREPARADAS PARA EL USO EN HASTIALES Y CORONA. TOMADA DEL ÁREA DE OPERACIONES AESA, COMPAÑÍA MINERA RAURA, 2018 Y 2019.	172
FIGURA 65: CONSECUENCIAS DEL USO DE ESTÁNDAR PARA LABORES EN AVANCE	177

## RESUMEN

La presente tesis tiene como propósito dar a conocer la importancia de la ampliación de un estándar en la actividad unitaria de perforación y voladura en labores subterráneas en labores con un macizo rocoso de calidad IV o altamente fracturado basándose en el diseño de la malla aplicando un modelo matemático como es “Áreas de Influencias”, por ellos se presentará los problemas antes de la implementación del modelo matemático “Áreas de Influencias” y objetivos a alcanzar después de la implementación de un estándar de perforación y voladura basado al modelo matemático antes mencionado. Para ello se propone la interpretación de la fórmula matemática para determinar el burden y espaciamiento que genera la influencia de un taladro cargado con explosivo en un macizo rocoso (en nuestro caso, un macizo rocoso de calidad IV), este dato nos ayudará a generar un diseño de malla de perforación y voladura para la implementación de un Estándar, en labores de avance en secciones de 3.50m x 3.5m dentro las operaciones de la Compañía Minera Raura. El propósito de la implementación de un nuevo estándar de perforación y voladura es para reducir la sobre rotura producido por los diseños empíricos, el carguío inadecuado de los taladros en las coronas y hastiales en las labores de avance después de la voladura en terrenos de calidad IV.

Los resultados finales nos indica que existe una reducción de la sobre rotura en dichas labores aplicando el nuevo estándar propuesto con el modelo matemático “Áreas de Influencias”, pero también se realiza la implementación controles de procesos en la perforación y voladura, como el seguimiento, capacitación y monitoreo de labores en condiciones críticas.

Metodológicamente fue una investigación de método científico, tipo aplicado, nivel explicativo y diseño experimental y de corte longitudinal. La muestra de estudio fue de 15 registros de rotura antes de la aplicación y de 15 después de la aplicación.

Concluyendo que la estandarización de la malla de perforación y voladura influye significativamente en las sobre roturas para labores de sección 3.5 m. x 3.5 m. EN UN MACIZO ROCOSO DE CLASE IV APLICANDO EL “MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIAS”; EN LA COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A. 2018.

**Palabras clave:** estandarización de la malla de perforación y voladura, sobre roturas para labores de sección 3.5 m.x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase IV

## ABSTRACT

The purpose of this test is to raise awareness of the importance of extending a standard in the unitary activity of drilling and blasting in underground workings in works with a rock mass of IV quality or highly fractured in the design of the mesh applying a mathematical model such as "Areas of Influence", they present the problems before the implementation of the mathematical model "Areas of Influence" and objectives to be achieved after the implementation of a drilling and blasting standard based on the mathematical model mentioned above. For this purpose, the interpretation of the mathematical formula is proposed to determine the load and the space generated by the influence of a drill loaded with explosives in a rock mass (in our case, a rock mass of quality IV), this data moves us to a drilling and blasting mesh design for the implementation of a Standard, in advance laboratories in sections of 3.50mx 3.5m within the operations of the Raura Mining Unit. The purpose of the implementation of a new drilling and blasting standard is to reduce the breakage caused by empirical designs, the damaged loading of the holes in the crowns and gables in the advance work after blasting at the quality edges IV.

The final results indicate that there is a reduction in the overbreak in these tasks by applying the new standard proposed with the mathematical model "Areas of Influence", but also the implementation of process controls in drilling and blasting, such as monitoring, is carried out. training and monitoring of work in critical conditions.

Methodologically it was a research of scientific method, applied type, explanatory level and experimental design and longitudinal cut. The study sample was 15 break records before the application and 15 after the application.

Concluding that the standardization of the perforation and blasting mesh has a significant influence on the breakages for section work 3.5 m. x 3.5 m. in a class IV rock mass applying the "Mathematical Model of Influences Areas"; in the Raura Mining Unit 2018.

**Key words:** standardization of the perforation and blasting mesh, on breaks for section work 3.5 m.x 3.5 m. in a class IV rocky massif

# INTRODUCCIÓN

La presente tesis denominado “Influencia en la estandarización de la malla de perforación y voladura en las sobre roturas para labores de sección  $3.5\text{ m.} \times 3.5\text{ m.}$  en un macizo rocoso de clase IV aplicando “Áreas de Influencias” en la Compañía Minera Raura, surge ante la preocupación de mejorar el proceso de perforación y voladura a causa de la falta de un estándar de malla de perforación y voladura indicada en el DS.023- 2017, en lo cual indica que cada labor en ejecución tiene que tener un modelo estándar de acorde al terreno de trabajo en las labores de producción, avance, etc. que se encuentran en ejecución por la empresa especializada “Admiración de Empresas S.A.C.”; donde las labores no contaban con dicho estándar para la operación unitaria de perforación y voladura en condiciones de un terreno de calidad IV, esto hace que se deje a criterio propio de los maestros perforistas y los conocimientos empíricos y teóricos de los ingenieros encargados de las supervisión de dichas labores, causando una sobre rotura en el perímetro de la sección, el exceso de explosivo y una mala distribución de los taladros en la corona y hastiales.

Por ende, se propone la implementación de un diseño de malla de perforación y voladura de acorde a los requerimientos de los avances, producción, cruceros, galerías, etc. en secciones de  $3.5\text{m} \times 3.5\text{m.}$ ; considerando un tipo de roca altamente fracturado de calidad IV según indica las tablas geomecánicas

El interés para aplicar un modelo matemático surge debido a que en muchas bibliografías que describen el proceso de perforación y voladura no se encuentran teorías aplicativas que consideran el proceso en una roca de calidad IV, con el fin de obtener resultados favorables después de la voladura y así controlar las secciones de una labor y evitar un sobredimensionamiento que es la “sobre rotura” de la sección del macizo rocoso. Dichos fenómenos son causados por un mal control en el proceso de voladura, generando retrasos en las actividades unitarias y operaciones auxiliares y un mayor gasto en procesos de sostenimiento, por ello básicamente se desea implementar un estándar de malla de perforación y voladura para un macizo rocoso de calidad IV. Para la solución del problema utilizare el modelo matemático “áreas de influencias”, la cual nos permite obtener datos considerando los factores como, dimensiones, explosivos, roca y diseño de dicha malla.

Para la presentación de este informe se ha estructurado en 4 capítulos. El capítulo I corresponde al planteamiento y formulación del estudio, donde se encuentra incluido los

objetivos y las hipótesis. El capítulo II corresponde al marco teórico, dando a conocer los antecedentes y la base teórica de la investigación. En el capítulo III se explica la metodología empleada, en el capítulo IV se presentan los resultados del estudio. Finalmente se da a conocer las conclusiones y recomendaciones necesarias.

EL AUTOR

# CAPÍTULO I

## PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

### 1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

#### 1.1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Compañía Minera Raura S.A. es una empresa peruana que se dedica a la exploración, desarrollo y producción de minerales no ferrosos y polimetálicos como el zinc, plomo y concentrados de cobre. Fundada en 1960, la compañía opera la mina San Miguel de Cuari en la Región Huánuco. Raura, y Oyón, Provincia de Oyón, Departamento de Lima como se muestra en la Figura 01, con Razón Social: COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A. con RUC N° 20100163552 controlada por el grupo Brecia. El año 2014.produjo 24.006t de zinc, 12.188t de plomo, 1.752t de cobre y 64.957kg de plata



Figura 1. Ubicación de Compañía Minera Raura. Adaptada del mapa satelital Google Eart.

Durante las ejecuciones de la empresa especializada AESA I&M, con Razón Social: Administración de Empresas S.A.C. y RUC N° 20100114934; encargada de los avances, preparación y extracción del mineral para la Compañía Minera Raura, se puede denotar que el principal problema en las operaciones de avance en una zona denominada “Zona de Profundización y Exploración” de dicha labor nominada GL651EE con un proyecto de sección de 3.5 m x 3.5m y una gradiente de 1%, las condiciones del macizo rocoso son altamente fracturados, es importante resaltar que mayormente éstas condiciones están en zonas de mineralización de alta ley.

En la actividad unitaria de perforación y voladura, se sigue un procedimiento escrito de trabajo para el diseño de malla de P&V, en éste caso existe un problema con el uso del estándar debido a que no se encuentra diseñado para una roca de calidad IV, ya que ha sido modificado del estándar para una roca de calidad III, y en algunos casos donde los avances se ejecutan en una roca de calidad IV los operadores utilizan un criterio inapropiado basándose a un estándar mal definido por el cliente y usado por la empresa especializada, esto provoca una alta sobre rotura en la sección, debido a la mala distribución de taladros y carga explosiva en cada frente de trabajo y principalmente en la labor GL651EE, de igual manera genera retrasos y deficiencias en las actividades de desate mecanizado, sostenimiento generado, gastos por el mayor área de sostenimiento y sobre todo retraso en los avances programados por día, y en consiguiente la limpieza por mayor toneladas rotas y todo ello por la falta de la implementación de un adecuado estándar de malla de perforación y voladura en condiciones de macizo rocoso de calidad IV para secciones de 3.50 m x 3.50 m. encargada por la empresa especializada AESA I&M.

#### **Causas y consecuencias:**

- No se está empleando adecuados estándares para el diseño de mallas de perforación para labores con condiciones de macizo rocoso de calidad IV, solamente se está considerando los conocimientos empíricos por expertos en el área de Perforación y Voladura con ayuda principal de los maestros perforistas, en este caso son operadores de equipos Jumbos.
- Para reducir la sobre rotura en la corona, la perforación se realiza entre 0.9 m a 1 m de distancia de la corona, 0.3 m a 0.5 m de los hastiales y con un solo taladro para el arranque, todo esto con el fin de mantener la sección de la labor de 3.5 m x 3.5 m; siendo un proceso empírico de la distribución de los taladros en el frente por parte del maestro perforista que pone en práctica sus años de experiencia en el proceso de minado.

- En la labor GL651EE tiene una mineralización en forma de manto diaclasada y unas rocas encajonantes altamente fracturadas, la estructura cuenta con un RMR muy bajo considerada roca de calidad IV sin presencia de agua, la cual es muy inestable y quebradizo, estas características hacen que la perforación sea fácil y rápida, pero altamente inestable en el momento de calcular distribución empírica de los taladros.

Los procedimientos de perforación y voladura en estos casos, salen de un marco teórico establecido por las teorías en el N° de taladros ( $N^{\circ} t = (P/dt) + (c \times S)$ ), distribución de burden - espaciamiento y factor de potencia, quedando dichas formulas obsoletas en la manera que se ejecutan dichas operaciones unitarias de forma práctica en dicha labor, los procesos utilizados son ejecutados en distribuciones diferentes a lo escrito en libros o revistas de investigación para dichas condiciones del macizo rocoso y la falta de un estándar en labores específicas dentro de la Compañía Minera Raura.

Los minerales de valor económico presentes en la Compañía Minera Raura son: Calcopirita ( $S_2SuFe$ ), Galena ( $SpP$ ), Esfalerita ( $SZn$ ) y Tetraedrita  $s_3sb_4$  (Cu, Fe, Zn, Hg, Ag)

### 1.1.2 Formulación del problema

#### A) Problema general

¿De qué manera influye la estandarización de la malla de perforación y voladura en las sobre roturas para labores de sección  $3.5 m. \times 3.5 m.$  en un macizo rocoso de clase IV aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. 2018?

#### B) Problemas específicos

- 1) ¿De qué manera se implementa la estandarización de la malla de perforación y voladura?
- 2) ¿Cuáles son los resultados en la sobre rotura, antes de la implementación del nuevo estándar de P & V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”?
- 3) ¿Cuáles son los resultados en la sobre rotura, después de la implementación del nuevo estándar de P & V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”?

## 1.2. Objetivo

### 1.2.1 Objetivo general

Determinar si la estandarización de la malla de perforación y voladura influye en las sobre rotura para labores de sección  $3.5\text{ m.} \times 3.5\text{ m.}$  en un macizo rocoso de clase IV aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. 2018.

### 1.2.2 Objetivos específicos

- 1) Describir la implementación de la estandarización de la malla de perforación y voladura
- 2) Identificar los resultados en la sobre rotura, antes de la implementación del nuevo estándar de P & V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”.
- 3) Identificar los resultados en el sobre rotura después de la implementación del nuevo estándar de P & V , aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”

## 1.3. Justificación e importancia

La presente investigación tiene el propósito de demostrar un adecuado diseño de malla de perforación y voladura para implementar un nuevo estándar basado a un modelo matemático que considera la estructura geomecánica macizo rocoso de calidad IV; para así reducir los daños causados en las paredes de secciones  $3.5\text{m} \times 3.5\text{m}$  en diferentes labores dentro de los procedimientos de Preparación, Avance, Producción, Etc. en la Compañía Minera Raura y Contratas Especializadas que ejecutan labores en interior mina.

En el ciclo de minado gracias al diseño adecuado de la malla de perforación y voladura se espera aumentar la producción y reducir los costos generados por los tiempos muertos a consecuencia de una sobre rotura después de la voladura para una sección determinada. Así también:

- ❖ Mejorar el rendimiento del proceso de perforación y reducir el desgaste de equipos (mantenimiento del equipo Jumbos, barrenos y brocas) y así reducir el costo en repuestos y cambio de herramientas.
- ❖ Reducir la cantidad de explosivos usados para romper la sección perforada y reducir gastos.
- ❖ Acelerar el sostenimiento por shotcrete y la colocación de pernos hydrabolt reduciendo materiales por menor área de sostenimiento.
- ❖ Disminuir la sobre rotura e inestabilidad del macizo rocoso o cuerpo mineralizado, incrementando el Factor de Seguridad para trabajar dentro de ellas, en avance, sostenimiento, limpieza, servicios auxiliares, etc.

- ❖ Implementación de nuevos estándares en el proceso de perforación y voladura para un buen Sistema de Seguridad y Salud Ocupacional Minera, con el propósito de utilizarlo en los Procedimientos Escrito de Trabajo, etc.
- ❖ Reducir Costos a largo plazo e Incrementar la productividad en Equipos y Horas Hombres.

## **1.4. Hipótesis**

### **1.4.1. Hipótesis de investigación**

La estandarización de la malla de perforación y voladura influye significativamente en las sobre roturas para labores de sección  $3.5\text{ m.} \times 3.5\text{ m.}$  en un macizo rocoso de clase IV aplicando el modelo matemático de “áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. 2018.

## **1.5. Variables**

### **1.5.1. Variable independiente**

**Diseño de la malla de Perforación y voladura:** Es una secuencia y distribución entre los taladros perforados en un frente de labor con un diseño que cuenta con una secuencia de salida de disparos y una relación de medidas de separación entre Burden y Espaciamiento para optimizar las Operaciones unitarias.

### **1.5.2. Variable dependiente**

**Sobre rotura:** Es una consecuencia por un exceso de carga, resistencia del macizo rocoso, mal control en el diseño de malla de perforación y voladura que genera una mayor abertura a la sección estipulada o prevista, sobredimensionando la labor con un mayor perímetro y mayor volumen volado.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1 Antecedentes de la investigación

Como antecedentes de dicho problema se menciona los siguientes estudios:

SANTANA ORELLANA, Leonard Eliel realizó la Investigación: “Diseño de malla para la perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e índice de volabilidad de Lylli”; en el año 2014; La investigación llegó a las siguientes conclusiones:

- Calculó los burdenes necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura. Donde en la aplicación se involucró a las áreas de planeamiento, geomecánica y gestión en el diseño de la malla de la perforación y voladura.
- El factor de carga se optimizó de un 3.54 kg/m<sup>3</sup> a un 3.36 kg/m<sup>3</sup>. Y aunque se mejoró el proceso de perforación y voladura el ahorro no fue significativo por disparo que es de 99.52 US\$/disparo”. (1)

MENDOZA MUÑOZ, Norma. realizó la Investigación: “optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera paraíso-Ecuador”, en el año 2014. La investigación llegó a las siguientes conclusiones:

- A través del diseño de malla empleando el modelo matemático de R. Holmberg y Chiapetta logró optimizar los estándares de las operaciones unitarias específicamente de perforación y voladura.
- Al replantear la distribución de energía en los taladros de contorno desacoplando la carga se obtuvo los siguientes resultados: Voladura

tradicional > 6,92 kg que generaba una presión de detonación > 1 250 Mpa, para una presión de detonación > 245 Mpa. a Voladura optimizada > 4,53 kg que genera una presión de detonación <230 Mpa, para presión de detonación > 245 Mpa. y se logró la reducción de un 38,07 % de sobre rotura. Y también se logró la reducción del Costo unitario total de Mina en 61,41 \$/ML equivalente al 22% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 76 762,50 \$ al año”. (2)

CHIPANA TITO, Rudy Milton realizó la Investigación: “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”, en el año 2015. La investigación llegó a las siguientes conclusiones:

- Logró determinar que el diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada ha reducido los costos en la ejecución de la Galería Progreso de US\$ 294,9 a US\$ 235,64. Es así que, con el nuevo diseño de malla adecuada de perforación, 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 según el análisis de cálculos matemáticos y la geología de la roca que presenta en la Galería Progreso de la minera Cavilquis lográndose muy buenos resultados. Y el factor de carga ha disminuido de 2,89 kg /m<sup>3</sup> a 1,8 kg /m<sup>3</sup> con respecto a la anterior malla de perforación en la Galería progreso de la contrata minera Cavilquis”. (3)

CHÁVEZ FLORES, Yetson Rossel realizó la investigación “mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – AÑO 2015”; en el año 2018. La investigación llegó a las siguientes conclusiones: Determinó que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, mejora la granulometría de la Galería 370, técnicamente hablando el 50 % del material roto son de tamaño menores o iguales a 12 pies (27.34 cm). También al diseñar la malla de perforación y voladura con base a las clasificaciones geo mecánicas para tipo de roca III-A (Regular A) y a las

propiedades físicas químicas de los explosivos (Emulex 65%, Emulex 80% y EXSAblock 45%), se logró reducir el factor de carga de 2.61 Kg/m<sup>3</sup> a 2.08 Kg/m<sup>3</sup> el cual representa un ahorro significativo en consumo de explosivos. (3)

CASTRO MUÑOZ, José Justiniano realizó la investigación “reducción de la sobrerotura en el crucero 3910 del nivel 2360 de la mina “PEC” de la CIA. Consorcio Minero Horizonte”; en el año 2016. La investigación llegó a las siguientes conclusiones:

- La aplicación de voladura controlada mediante el sistema de pre corte y espaciamiento de cargas desacopladas se ha logrado reducir la sobre rotura de 22.76% a 5.33%.
- El daño ocasionado al contorno de la excavación del frente se ha reducido debido al uso de voladura controlada de pre corte con menor espaciamiento y desacople de carga dentro del taladro cada 0.40m entre cartuchos.
- El ahorro promedio por disparo es de 115.57 dólares” (4)

## **2.2 Bases teóricas**

Se considerará los factores principales para la ejecución de la malla de perforación con base teórica en el modelo matemático por áreas de influencias, el tipo de roca (geomecánica), diseño de malla considerando los explosivos y distribución de taladros; teniendo como referencia que trabajaremos con parámetros de una roca mala o muy mala con RMR entre 21 a 40.

### **2.2.1 Estandarización De La Malla De Perforación Y Voladura**

#### **A. Modelo matemático de áreas de influencias:**

Nueva teoría para el cálculo de burden

Dicha teoría fue sustentada en el IV congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica, la cual es adoptada como un método practico para diversas investigaciones. Nace de la siguiente manera:-(5; 6)

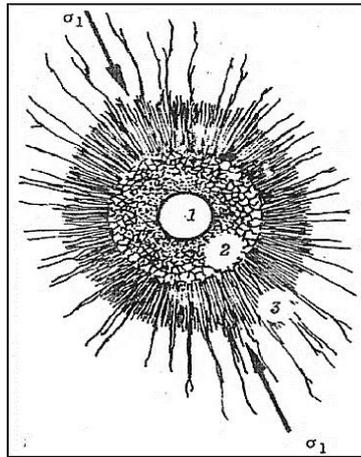


Figura 1: Área de influencia de un taladro después de la voladura. Tomada de E. HOEK / E.T. BROWM, "Excavaciones subterráneas en roca" (7) p.28.

### B. Reformulación de módelo matemático:

La formulación se realiza para la utilización de cargas de fondo y de columna de un taladro, en donde el área de influencia es calculada usando con dos tipos de explosivo de fondo y de columna. (8)

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

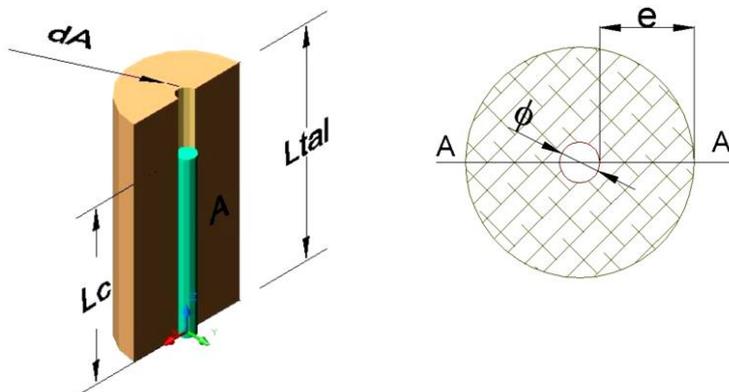


Figura 2. Área de influencia de un taladro. Tomada de Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET" en Huancayo 2003 p.28.

**B.1. Diagrama De Cuerpo Libre “D.C.L.” del corte A-A’:** en esta grafica se genera y se observa las fuerzas ejercidas en un macizo rocoso, por ello será la línea base para la reformulación del modelo matemático. (9)

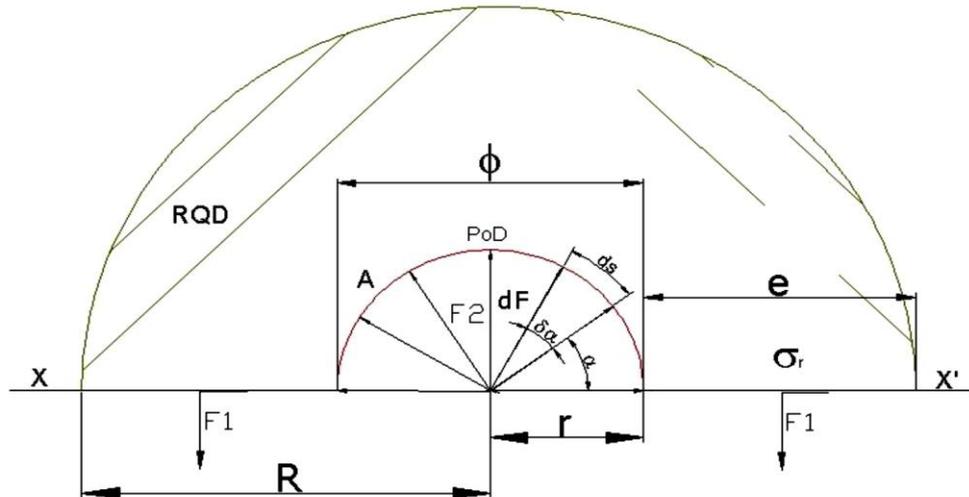


Figura 3: Diagrama De Cuerpo Libre “D.C.L.” del corte A-A’.. Tomada de la Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET” en Huancayo 2003 p.29.

**B.2. Equilibrio de fuerzas:** El explosivo que se va a utilizar en el momento de detonación va generar una presión de detonación, esta presión actúa sobre las paredes del taladro, pero según la física la presión es: (9)

$$F = P * A$$

Donde:

F = fuerza

P= presión

A= área donde actúa toda la fuerza

En el grafico resolviendo equilibrio de fuerzas se tiene:

$$\sum Fv = 0$$

$$-2F_1 + F_2 = 0$$

$$F_2 = 2F_1 \dots \dots \dots (1)$$

Determinando F2: se realizará descomponiendo el vector F2 en sus dos ejes cartesianos:

$$dF_2 = 2dF_2 \text{sen}\alpha + 2dF_2 \text{cos}\alpha$$

“El diferencial de (F2) depende de la presión de detonación (PoD), el factor de carga (Fc) del explosivo y un diferencial del área, del D.C.L.”

$$dF_2 = \text{PoD} * \text{Fc} * dA$$

$$dF_2 = \text{PoD}_{tal} * dA$$

“La diferencial de área (dA) está en función a la longitud de taladro y un diferencial de arco (ds) que forma el diámetro del taladro”

$$dA = L_{tal} * ds$$

“La diferencial de arco (dS) está en función al radio del explosivo (re) y un diferencial de ángulo alpha ( $d\alpha$ )”

$$dS = r_e * d\alpha$$

Reemplazando se tiene un F2:

$$\int dF_2 = \int_0^\pi 2 * P_0 D_{tal} * L_{tal} * r * \text{sen}\alpha * d\alpha + \int_0^\pi 2 * P_0 D_{tal} * L_{tal} * r * \text{sen}\alpha * d\alpha$$

$$F_2 = 2 * P_0 D_{tal} * L_{tal} * r \dots \dots \dots (2)$$

Determinando F1: La Fuerza 1, depende de la resistencia a la compresión de la roca o mineral ( $\sigma_r$ ), R.Q.D. y el área de rotura (A) y longitud de ruptura (e).

$$F_1 = \sigma_r * RQD * A$$

$$A = e * L_{tal}$$

$$F_1 = \sigma_r * RQD * e * L_{tal} \dots \dots \dots (3)$$

Reemplazando ecuación (3), (2) en (1) y simplificando:

$$2 * P_0 D_{tal} * L_{tal} * r = 2 * \sigma_r * RQD * e * L_{tal}$$

$$e = \frac{P_0 D_{tal} * r}{\sigma_r * RQD}$$

$$e = \frac{PoD_{tal} * \phi}{2 * \sigma_r * RQD} \dots \dots \dots (4)$$

Si, Área de influencia ( $A_n$ ) es:

$$A_n = 2 * e + \phi$$

Se considera el Factor de Seguridad ( $F_s$ ) como influencia en el área de rotura:

$$A_n = \frac{2 * e}{F_s} + \phi \dots \dots \dots (5)$$

Donde:  $\frac{2 * e}{F_s}$

**B.3. Área de Influencia nominal ( $A_n$ ):** Para esta fórmula se tendrá en cuenta que el área de influencia al ser de forma circular el Burden y Espaciamiento serán de igual medida o magnitud, por lo tanto al reemplazar las ecuaciones (4) en (5) y simplificando nos dará el burden nominal como **fórmula general**, la cual se muestra en la siguiente operación: (9)

Reemplazando ec. (4) en (5):

$$A_n = \phi * \left( \frac{PoD_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

Donde:

$A_n$  = Diámetro del área de influencia nominal (m).

$\phi$  = Diámetro del taladro (m).

PoDtal = Presión de detonación en el taladro (Kg/cm<sup>2</sup>)

RQD = Índice de calidad de la roca

$\sigma_r$  = Resistencia a la compresión de la roca o mineral, (Kg/cm<sup>2</sup>)

Fs = Factor de seguridad

#### B.4. Determinación para el cálculo de burden:

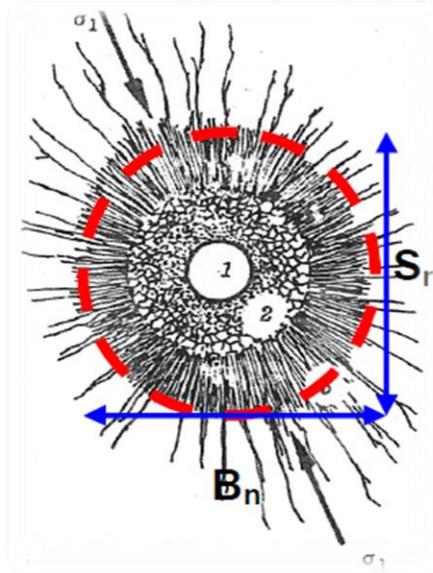


Figura 4. Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento. Tomada por la Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET" en Huancayo 2003 p.30

Donde:

$$B_n = A_n = \phi * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

- ❖ B= Burden generado desde la cara libre producido por el taladro, hasta el límite del área de influencia.

BURDEN IDEAL:

$$B_n * D_p = B_i$$

$D_p$ = Factor en eficiencia (%), por motivos de estándar.

- ❖ También se considera el burden máximo para los taladros Auxiliares que varían según el tipo de roca y las características del explosivo usados, por ello se tomara la siguiente formula empírica propuesta en el "Manual de Voladura de Konya": (10)

$$B = 0.012 * \left( 2 * \frac{\delta_E}{\delta_R} + 1.5 \right) * \phi_e$$

Donde:

B = Burden (m).

$\delta_E$ = Gravedad específica o densidad del explosivo (g/cm3).

$\delta_R$  = Gravedad específica o densidad de la roca (g/cm<sup>3</sup>).

$\phi_e$  = Diámetro del Explosivo (mm).

### 1. Presión De Detonación Del Explosivo (PoD):

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura que varía desde los 30Kbar a 202Kbar propuesta en el Manual de Voladura de EXSA.

$$PoD = 0.25 * 10^{-5} * \delta * VoD^2$$

Donde:

$\delta$  = Densidad del explosivo.

$VoD$  = Velocidad de detonación.

### 2. Factor de Seguridad (F<sub>s</sub>):

Para determinar las constantes del factor de seguridad, se realizará púberas de campo según su aplicación en voladura superficial y subterránea:

Si:

$$B_n = \phi * \left( \frac{PoD_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

Despejando "Fs":

$$F_s = \left( \frac{PoD_{tal}}{\left( \frac{B_n}{\phi} - 1 \right) * \sigma_r * RQD} \right)$$

Se considerara para casos prácticos el siguiente cuadro de valores para voladura subterránea según Evert Hoek, "Geomecánica":

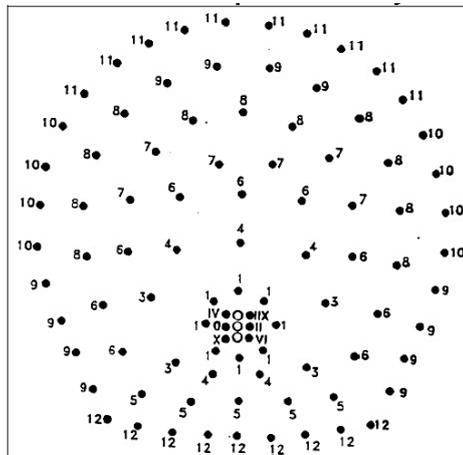


Figura 5. Esquema de malla de perforación y voladura Tomada por EVERT HOEK: "Geomecánica"

- Burden de arranque: Taladros 0, II, IV, VI, X y IIX
- Burden de Ayuda: Taladros 1.
- Burden de Sobreaguda: Taladros 3 y 4
- Burden de contorno: Taladros 5 y 6
- Burden de Tajeo: Taladros 7, 8 y 9
- Burden de voladura controlada: Taladros 9, 10, 11 y 12

❖ También se tiene en cuenta la siguiente imagen donde indica el área de influencia de cada taladro en una sección menor a 3.5m x 3.5m:

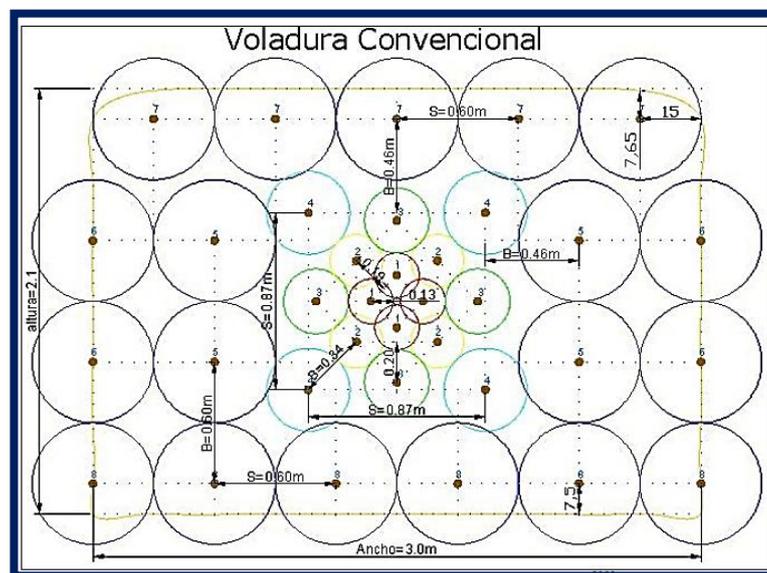


Figura 7. Diseño de malla de perforación y voladura por áreas de influencia del taladro Tomada por la Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET" en Huancayo 2003 p.36.

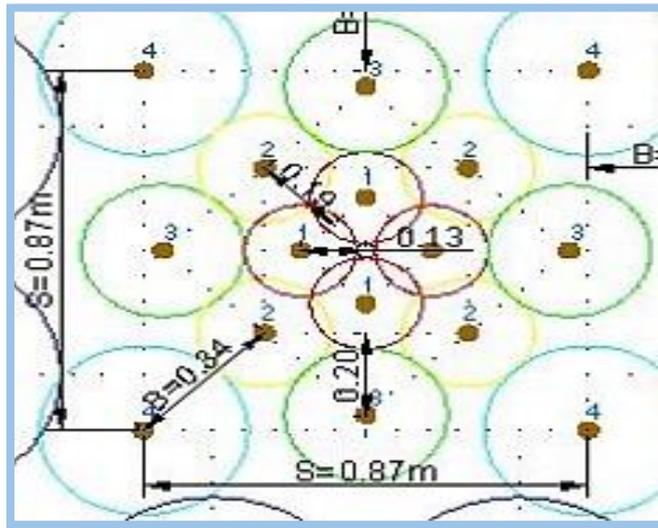


Figura 8. Diseño de malla de perforación y voladura por áreas de influencia del taladro Tomada de la Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET" en Huancayo 2003 p.36.

La denominación o asignación para cada sector de taladros según la "Nueva teoría para calcular el burden, IV CONEINGEMMET" es la siguiente:

Tabla 1. Factor de seguridad

<b>Aplicación</b>	<b>Fs</b>
Tajeo	2
Contornos	3
Sub ayuda	4
Ayuda	5
Arranque	6

Nota: Nueva Teoría Para Calcular El Burden, "IV Coneingemmet" En Huancayo 2003 p.17

- ✓ Se modifica el factor de seguridad según lo aplicado en una roca con RMR 21 - 40 la cual está presente en algunas labores de la Compañía Minera. Y en formas practicas se modificó los siguientes taladros con fines prácticos y empíricos; los datos son los siguientes:
- ✓ Para determinar los datos se considera los datos obtenidos por el Área de Perforación y Voladura de la Empresa especializada ADMINISTRACION DE EMPRESAS S.A.C. donde solo se cambiaron los datos en las zonas donde se realizan la Voladura Controlada en Hastiales y Corona.

Tabla 2. Designación del factor de seguridad

APLICACIÓN	ARRANQUE	AYUDA	CUADRAD ORES	HASTIA LES	ARRASTR E	CORONA
<b>FACTOR DE SEGURIDAD</b> $F_s$	6	5	4	3	2	1.5

Nota: Elaboración propia.

### 3. Diámetro del Taladro ( $\phi$ ):

El diámetro de taladro es el diámetro de la broca, que puede seleccionarse desde 01pulg a 18pulg, según su aplicación la cual varía según fabricante y utilidad, algunos ejemplos de brocas y dimensiones:

#### Diseño de brocas:

- ✓ En estos casos se recomienda que todas las brocas de botones se fabrican con una sobredimensión de 0,5 –1,0 mm. Esto significa, por ejemplo, que una broca de 36,0 mm tiene al menos 36,5 mm cuando está nueva.
- ✓ Esto se hace debido al rápido desgaste inicial de las brocas de botones.
- ✓ Es importante tener en cuenta que el tamaño del barrenado perforado podría variar debido a las condiciones de perforación, las prácticas de perforación y la formación del terreno.

### 4. Factor de Carguío ( $F_c$ ):

Se sabe que por teoría que el factor de carga está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde:  $F_c \leq 1$

Por lo tanto:

$$F_c = \frac{V_c}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

➤ Donde el área de una circunferencia es:  $S_o = \pi * r^2 = \pi \frac{\phi^2}{4}$

### 5. Acoplamiento del Explosivo ( $A_e$ ):

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo " $\phi_e$ " y diámetro del taladro " $\phi_{tal}$ ", donde:  $A_e \leq 1$

Por lo tanto: 
$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

### 6. Longitud de carga del Explosivo ( $L_c$ ):

La longitud de carga está en función del diámetro del explosivo " $\phi_e$ ", longitud del explosivo " $L_e$ ", numero de cartuchos por taladro " $N^{\circ}c/tal$ " y el acoplamiento " $A_e$ ", donde  $L_c \leq \frac{3}{4}L_{tal}$ :

- ❖ Se determina el volumen del explosivo desacoplado dentro del taladro detallado en la fórmula:

$$V_e = \frac{\pi * \phi_e^2}{4} * L_e * \left(\frac{N^{\circ}c}{tal}\right) \dots \dots \dots (1)$$

Donde:

- $V_e$  = Volumen del explosivo
- $\phi_e$  = Diámetro del explosivo
- $L_e$  = Longitud del explosivo
- $\frac{N^{\circ}c}{tal}$  = Numero de cartuchos por taladro

- ❖ También se determina el volumen del explosivo acoplado dentro del taladro con la siguiente formula:

$$V_e = \frac{\pi * \phi_{Ae}^2}{4} * L_c \dots \dots \dots (2)$$

Donde: 
$$\phi_{Ae} = A_e * \phi_{tal} \dots \dots \dots (3)$$

- $\phi_{Ae}^2$  = Diámetro del acoplamiento del explosivo
- $\phi_{tal}$  = Diámetro del taladro
- $L_c$  = Longitud carga
- $A_e$  = Acoplamiento del explosivo

- ❖ Después **reemplazando las ecuaciones (2) y (3) en (1)**, para obtener la longitud de carga ( $L_c$ ) y nos da la secuencia de:

$$\frac{\pi * \phi_{Ae}^2}{4} * L_c = \frac{\pi * \phi_e^2}{4} * L_e * \left(\frac{N^o_c}{tal}\right)$$

$$L_c = \frac{\phi_e^2}{\phi_{Ae}^2} * L_e * \left(\frac{N^o_c}{tal}\right) \dots \dots \dots \text{si: } \phi_{Ae} = A_e * \phi_{tal}$$

$$L_c = \left(\frac{\phi_e}{A_e * \phi_{tal}}\right)^2 * L_e * \left(\frac{N^o_c}{tal}\right)$$

**7. Longitud del Taladro (L<sub>tal</sub>):**

La longitud del taladro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno “L<sub>b</sub>” y la eficiencia de perforación “E<sub>p</sub>”; donde:

$$L_{tal} = L_b * E_p$$

- ❖ Se recomienda según estudios empíricos en minería subterránea que los frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s}$$

Donde: A<sub>s</sub>= Área de la sección del frente.

**8. Presión de Detonación del Taladro “PoD<sub>tal</sub>”**

Según la figura y su análisis se tendrá la siguiente información:

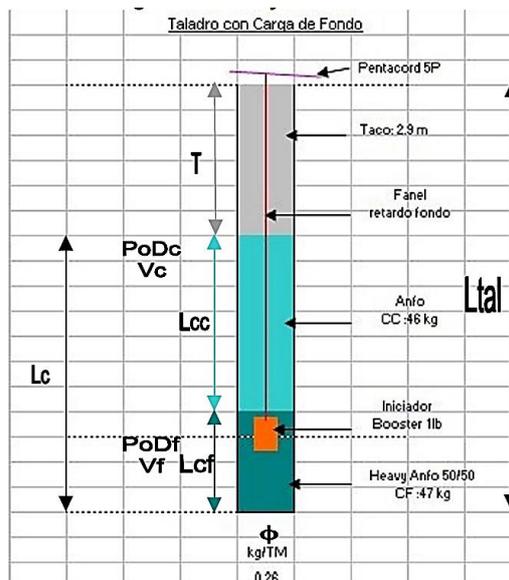


Figura 6: Representación gráfica de un taladro con carga de fondo y columna. Tomada del diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia (11) p.33.

De la figura 9 se puede comprender lo siguiente:

T: Taco

$\emptyset$  : Diámetro de taladro.

Lc: Longitud de carga.

Lcc: Longitud de carga de columna.

PoDcc: Presión de detonación de columna.

Vcc: Volumen de carga de columna.

$\emptyset$ cc: Diámetro de carga de columna.

$\delta$  cc: Densidad de carga de columna

Acc: Acoplamiento de carga de columna

Lcf: Longitud de carga de fondo.

PoDcf: Presión de detonación de fondo.

Vcf: Volumen de carga de fondo.

$\emptyset$ cf: Diámetro de carga de fondo.

$\delta$  cf: Densidad de carga de fondo.

Acc: Acoplamiento de carga de fondo.

Donde:

$L_{tal}$ =Longitud de taladro.

Por consiguiente:

Tenemos que  $L_c = L_{cc} + L_{cf}$  ; esto se traduce que para determinar la presión de detonación en el taladro se utiliza la “Ley de Dalton” para gases o “Ley de Boyle” para Presiones Parciales”:

$$PoD_{tal} = P_{cc} + P_{cf}$$

Por ello tenemos que:

$$P_1 * V_1 = P_2 * V_2$$

$$P_{cc} * V_{tal} = PoD_{cc} * V_{cc}$$

$$P_{cc} = PoD_{cc} * \frac{V_{cc}}{V_{tal}}$$

$$P_{cc} = PoD_{cc} * F_{cc} \quad \dots\dots\dots\text{presión} \quad - \quad \text{carga de columna}$$

$$P_{cf} = P_o D_{cf} * F_{cf} \dots\dots\dots \text{presión - carga de fondo}$$

Entonces determinaremos  $F_{cc}$  y  $F_{cf}$ :

$F_{cc}$ = Factor de carguío de carga de fondo:

$$F_{cf} = \frac{V_{cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ef}^2 * N_{\text{cartuchos de fondo}}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

$F_{cc}$ = Factor de carguío de carga de columna:

$$F_{cc} = \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ec}^2 * L_{cc} * N_{\text{cartuchos de columna}}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

**9. Determinación del taco Mínimo ( $T_{min}$ ):**

En la figura 10, muestra cómo se determinar el taco mínimo “Tmin”, donde el taco está en función al espesor “e” de rotura por efecto de la voladura y un factor de seguridad “Fs”.

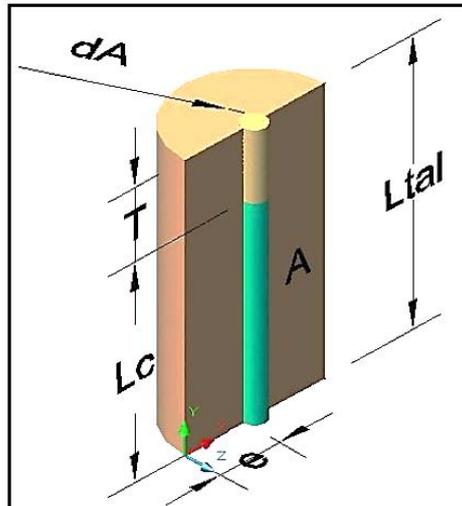


Figura 7: Diagrama de cuerpo libre para determinar el taco. Tomada de la Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET” en Huancayo 2003. (12) p.34.

❖ Para determinar el taco mínimo se tendrá en cuenta que:

$$T_{min} = \frac{e}{F_s}$$

Donde:

$$e = \frac{PoD_{tal} * \emptyset}{2 * \sigma_r * RQD}$$
$$T_{min} = \frac{PoD_{tal} * \emptyset}{F_s * 2 * \sigma_r * RQD}$$

#### **10. Desviación de taladro ( $D_p$ ):**

en la Compañía Minera Raura, el efecto negativo que tiene las desviaciones de talador son producidos por retrasos en las operaciones unitarias de Perforación y Voladura, por ello la empresa especializada Administración de empresas S.A. considera un 90% de eficiencia en de perforación, la cual está relacionada con el desvió de los taladros en frentes:

Por lo tanto:

$$D_p = 0.9$$

#### **2.2.2 Clasificación geomecánica:**

Cuando no se tiene información detallada sobre el macizo rocoso, esfuerzos y características hidrológicas del lugar de un proyecto, el uso de un esquema de clasificación puede ser favorable. En otro extremo, se puede utilizar uno o más esquemas de clasificación de la masa rocosa, para desarrollar una idea de la composición y características del macizo rocoso, con el propósito de proporcionar estimadas iniciales de los requerimientos de sostenimiento y de las propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso.

Es importante entender que el uso de un esquema de clasificación del macizo rocoso no / y no puede reemplazar a los procedimientos más elaborados de diseño. El uso de los procedimientos de diseño requiere de información relativamente detallada sobre los esfuerzos in situ, las propiedades del macizo rocoso y la secuencia de excavación planeada. Conforme se tenga disponible información más detallada, los esquemas de clasificación del macizo rocoso deberán ser actualizados y utilizados en conjunto con los análisis específicos del sitio.

**a. Índice de Calidad de las Rocas (RQD):**

Rock quality designation (*Deere et al. 1964*)

Provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa, a partir de los testigos de la perforación diamantina. El RQD es definido como el porcentaje de piezas de testigos intactos mayores de 100 mm (4 pulgadas) en la longitud total del testigo. El testigo deberá tener por lo menos un tamaño NX (54.7 mm o 2.15 pulgadas de diámetro) y deberá ser perforado con un cilindro de doble tubo de perforación. El procedimiento correcto para medir las longitudes de los testigos y el cálculo del RQD son resumidos en la siguiente formula y figura:

$$RQD = \left( \frac{\sum(\text{Longitudes de fragmentos} \geq 10 \text{ cm})}{\text{Longitud total del sondaje}} \right) * 100$$

En la imagen se muestra un ejemplo donde la longitud de sondaje es de 150 cm.

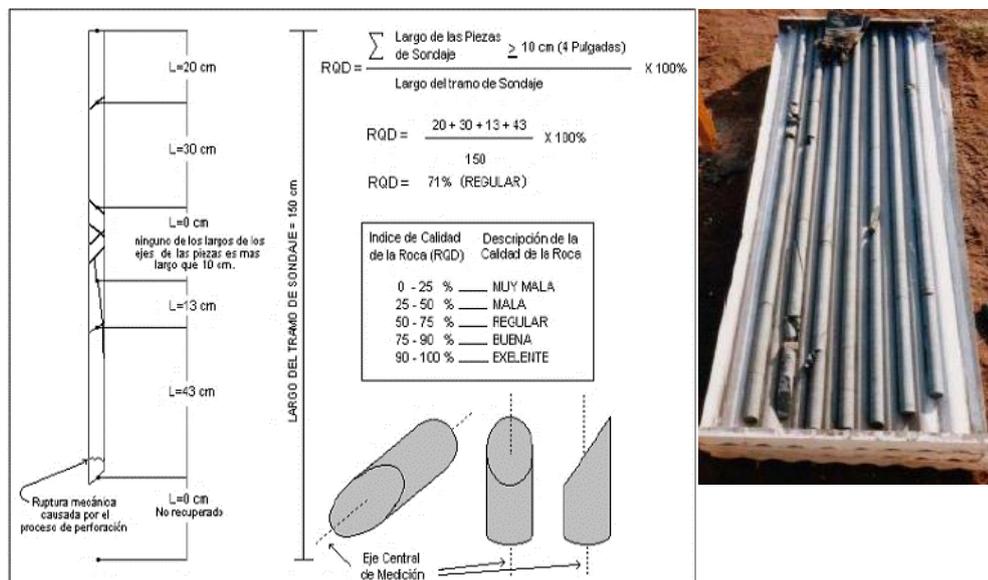


Figura 8: Procedimiento para medición y cálculo de RQD. Tomada de la Clasificación del Macizo Rocoso, Jaime Suárez, ppt, Colombia. (13) p.31.

Cuadro de valores:

Tabla 3. Valores RQD en porcentaje (%)

DESCRIPCIÓN DE VALORES	RQD (%)
<b>muy buena</b>	91 - 100
<b>buena</b>	76 - 90
<b>regular</b>	51 - 75
<b>mala</b>	26 - 50
<b>muy mala</b>	0 - 25

Nota: Elaboración propia.

**Formula alterna:** Sugerido cuando no se encuentra con testigo o sondaje.

Según Palmstrom (1982) sugirió que, el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen, visibles en afloramientos rocosos o socavones. La relación sugerida para masas rocosas libres de arcillas es:

$$RDQ = 110 - 2.5 * J_v$$

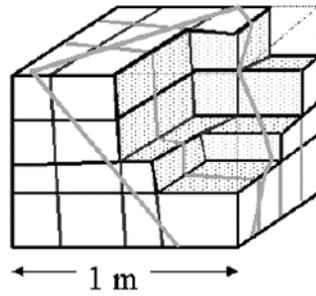
Donde:

$J_v =$  **Es la suma del número de discontinuidades;**

por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo volumétrico de discontinuidades.

Índice volumétrico de juntas ( $J_v$ ): se calcula sacando el número de juntas que intersecan 1 m<sup>3</sup> de maza rocosa

Estimación de  $J_v$  y clasificación dl tamaño de bloque en función de espaciados de juntas y número de familias observadas en campo.



$$J_v = 3 + 3 + 3 + 1 = 10$$

Los términos descriptivos de la tabla dan una idea del tamaño del bloque en función de  $J_v$ .

Tamaño de bloque	Valor de $J_v$
Bloque muy grandes	< 1.0
Bloques grandes	1-3
Bloques medios	3-10
Bloques pequeños	10 – 30
Bloques muy pequeños	> 30

Figura 9: Relación entre RQD y N° de fracturas. *Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*, Pedro Ramírez; 2004, p.164. (6)

En la siguiente figura N°13 se tiene los parámetros más semejantes entre el RQD y el número de fracturas en 30 cm, observa que a menor fracturas el RQD es mayor, pero en nuestro caso consideraremos que a mayor de (3 fracturas/ 30 cm de longitud de un testigo) es una roca altamente fracturada.

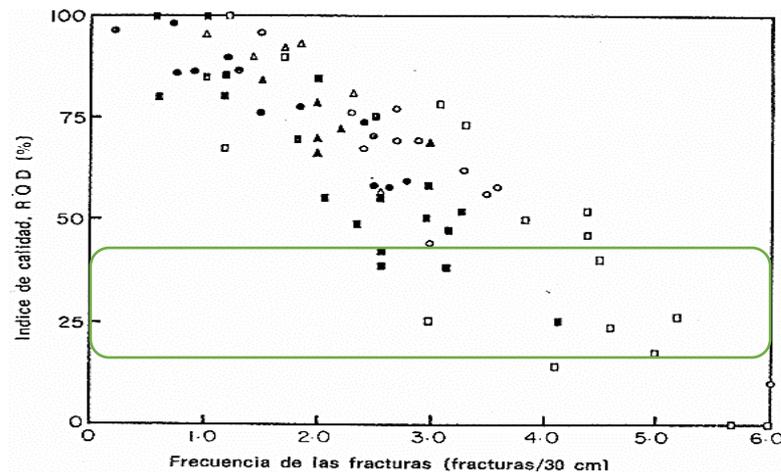


Figura 10. Relación entre RQD y N° de fracturas. Tomada de: *Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*, Pedro Ramírez; 2004, p.165.

**IMPORTANTE:**

El RQD es un parámetro direccionalmente dependiente y su valor puede cambiar significativamente, dependiendo sobre todo de la orientación del taladro como se muestra en la siguiente imagen:

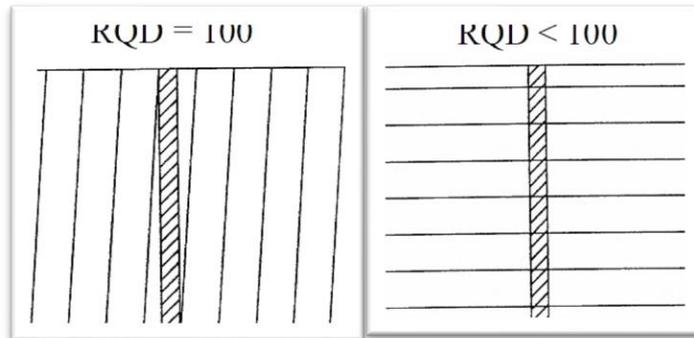


Figura 11: Dirección de sondeo. Elaboración propia.

El uso del conteo volumétrico de discontinuidades puede ser muy útil en la reducción de esta dependencia direccional. El RQD pretende representar la calidad del macizo rocoso insitu. Cuando se utiliza la perforación diamantina, se debe tener mucho cuidado para garantizar que las fracturas causadas por el manipuleo o el proceso de perforación sean identificadas e ignoradas cuando se determine el valor del RQD. El RQD es utilizado ampliamente en las aplicaciones de la mecánica de rocas. (10)

**Opciones de campo:**

Según pg. 17 menciona “Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera”, la cual se refleja en la siguiente fórmula matemática:

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

Donde:

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

**b. Clasificación del macizo rocoso (RMR)**

Rock Mass Rating (Bieniawski - 1973)

Se valora una serie de parámetros, en un número de regiones estructurales y cada región es clasificada en forma separada las cuales son:

- (1) ....Resistencia del material intacto o Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso.
- (2) ....Designación de la calidad de la roca (RQD).
- (3) ....Espaciamiento de las discontinuidades.
- (4) ....Condición de las discontinuidades.
- (5) ....Condiciones del agua subterránea.

Formula general del RMR:

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$$

Tabla 4. Valores RMR

CLASE	CALIDAD DE LA ROCA	RMR
<i>I</i>	muy buena	81 - 100
<i>II</i>	buena	61 - 80
<i>III</i>	regular	41 - 60
<i>IV</i>	mala	21 - 40
<i>V</i>	muy mala	0 - 20

Nota: Elaboración propia.

También se considera las propiedades del macizo rocoso:

Tabla 5: Valores RMR

CLASE	CALIDAD DE LA ROCA	RMR	COHESIÓN (KPA)	ÁNGULO DE FRICCIÓN (°)
<i>I</i>	muy buena	81 - 100	>= 401	>= 46
<i>II</i>	buena	61 - 80	301 - 400	36 - 45
<i>III</i>	regular	41 - 60	201 - 300	26 - 35
<i>IV</i>	mala	21 - 40	101 - 200	16 - 25
<i>V</i>	muy mala	0 - 20	<=100	<= 15

Nota: Elaboración propia.

## Parámetros del Rock Mass Rating:

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES							
Parámetro		Rango de valores					
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial
		Resistencia compresiva uniaxial	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa   1 - 5 MPa   < 1 MPa
	Valoración	15	12	7	4	2   1   0	
2	Calidad de testigo de perforación RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%	
	Valoración	20	17	13	8	3	
3	Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm	
	Valoración	20	15	10	8	5	
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas no continuas Cerradas, sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1 mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1 mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo < 5 mm de espesor Apertura de 1 - 5 mm Juntas continuas	Panizo suave > 5 mm de espesor o apertura > 5 mm Juntas continuas	
		Valoración	30	25	20	10	0
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125
		Presión de agua / principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo
Valoración	15	10	7	4	0		

Figura 12: Sistema de Valoración de la Masa Rocosa (A). Tomada del informe técnico de la Unidad Minera Raura p.1

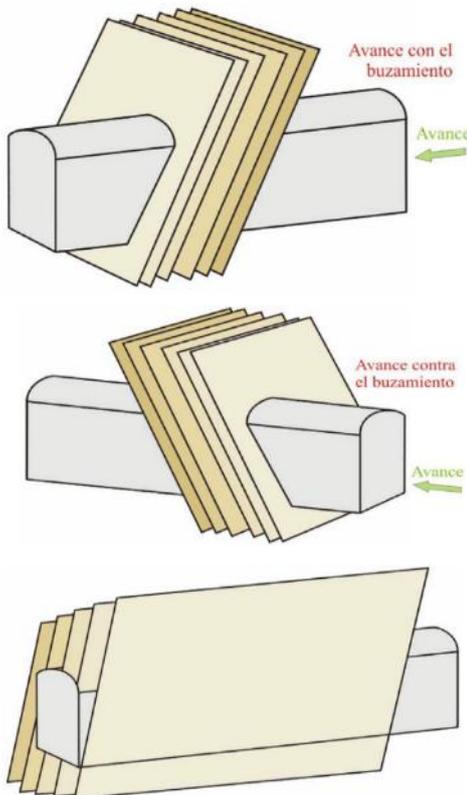
B. AJUSTE DE LA VALORACION POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Parámetro		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valoraciones	Túneles y minas	0	- 2	- 5	- 10	- 12
	Cimentaciones	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Taludes	0	- 2	- 25	- 50	
C. CLASE DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES						
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21	
Número de clase	<b>I</b>	<b>II</b>	<b>III</b>	<b>IV</b>	<b>V</b>	
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala	
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS						
Número de clase	<b>I</b>	<b>II</b>	<b>III</b>	<b>IV</b>	<b>V</b>	
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15 m	1 año span 10 m	1 semana span 5 m	10 hrs span 2.5 m	30 minutos span 1 m	
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100	
Ángulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°	

Figura 16. Sistema de Valoración de la Masa Rocosa (B, C, D). Tomada del informe técnico de la Unidad Minera Raura p.2.(7).

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					
Longitud de discontinuidades (persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeram. rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperiz.	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACION Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Avance con el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance con el buzam. Buzam. 20 - 45°	Buzamiento 45 - 90°	Buzamiento 20 - 45°		
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Moderado		
Avance contra el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance contra el buzam. Buzam. 20 - 45°	Buzamiento 0 - 20° , independiente del rumbo			
Moderado	Desfavorable	Moderado			

Figura 13. Sistema de Valoración de la Masa Roca (E, F). Tomada del informe técnico de la Unidad Minera Raura p.2 (7)

- ❖ Para efectos de orientación se dará como ejemplos unas imágenes para determinar el buzamiento de las discontinuidades en un túnel:



**Rumbo perpendicular al eje de la excavación:**

- C. muy favorable: buzamiento 45° - 90°
- C. favorable; buzamiento 20° - 45°

**Rumbo perpendicular al eje de la excavación:**

- C. Regular: buzamiento 45° - 90°
- C. Desfavorable; buzamiento 20° - 45°

**Rumbo paralelo al eje de la excavación:**

- C. Muy Desfavorable: buzamiento 40° - 90°
- C. Regular; buzamiento 20° - 45°

Figura 14: Efecto de Orientación y Buzamiento. Tomada del informe técnico de la Unidad Minera Raura p.6 (7)

- ❖ Hoek E. publicó un conjunto de pautas para la selección del sostenimiento de túneles en roca, en base al RMR, estas pautas son reproducidas en la siguiente imagen:

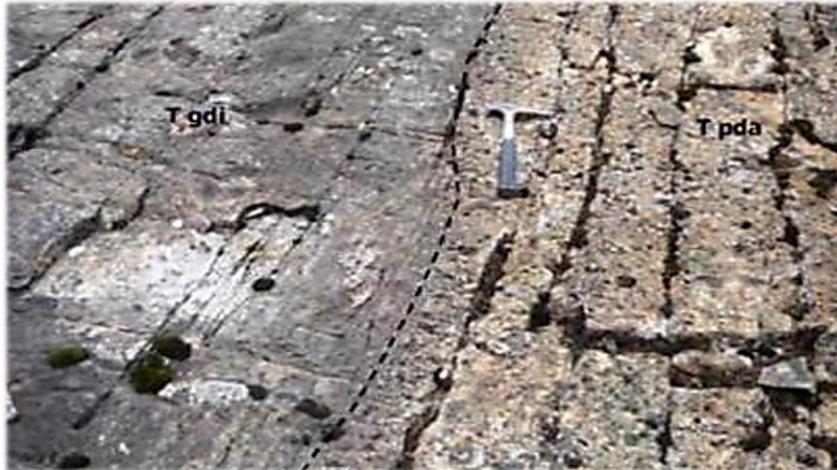
### 2.2.3 Aspectos geológicos generales:

#### a. Entorno geológico Local del Yacimiento minero Raura:

Según su estratigrafía las rocas más antiguas que se observan en la zona son las correspondientes a la formación Chimú del Cretáceo Inferior, continua la deposición de las formaciones Pariatambo, Jumasha, Celendín, Casapalca y Volcánico Raura, habiendo definido unas diatremas, en parte están cubiertas por material cuaternario; las rocas intrusivas han cortado a estas formaciones y destacan las granodioritas, monzonitas, pórfidos dacita y pórfidos cuarzomonzonita.

#### b. Rocas Intrusivas Plutónicas Y Subvolcanicas:

Las operaciones están en una roca con unos 10 a 15 millones de años, periodo en el cual influyeron los diferentes plutones que formarían luego el depósito económico Raura, con múltiples fases intrusivas, hipabisales, y fases extrusivas la cual hace que la zona de avance sea muy fracturada por los cuerpo de **granodiorita** (cuerpo intrusivo de grano medio con una textura holocristalina – equigranular y con una tonalidad gris clara) y el **pórfido dacita** (Es un stock profundo el cual corresponde a la fase intramineral del sistema magmático), la cual presenta una textura granular porfirítico, se observa una pasta de grano medio a fino constituido principalmente por cuarzo gris blanquecino con fuerte silicificación y disseminación de pirita, esta pasta representa un 40 a 50% de la masa total de la roca, sus fenocristales están compuestos por ojos de cuarzo (15-20%), plagioclasas (20-25%), y ortosa (2-5%).



*Figura 15.* Zona de contacto entre la granodiorita y el pórfido dacita Fuente: Departamento de Geología. Cia. Raura.

#### **2.2.4 Propiedades mecánicas de las rocas para voladura:**

Para las principales características físicas de las rocas se tendrá como principio fundamental que en la Compañía Minera Raura, se considera para determinación de resistencia a la compresión en las siguientes tablas como reconocimiento, teniendo presente que la resistencia a la compresión donde su unidad de medida es en kilogramos por centímetro cuadrado, la cual es fundamental para determinar el modelo matemático “Áreas de Influencias”.

- a) Resistencia a la compresión (o carga por unidad de área):** Es la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. En otros términos, es la resistencia a ser sobrepasada para llegar a la rotura por presión, dada en psi.

Tabla 6. *Características Físico-Mecánicas de rocas principales en excavaciones subterráneas y tajo abierto*

<b>TIPO DE ROCA</b>	<b>RESISTENCIA A COMPRESIÓN (Kg/cm<sup>2</sup> )</b>	<b>DENSIDAD (Tm /m<sup>3</sup>)</b>
<b>Andesita</b>	1.500-2.500	2,5 a 2,8
<b>Arcillita</b>	280-800	2,2 a 2,7
<b>Arenisca</b>	80-2.000	1,6 a 2,9
<b>Basalto</b>	2.000-4.000	2,7 a 2,8
<b>Caliza</b>	800-1.500	1,5 a 2,8
<b>Conglomerado</b>	1.4	2,0 a 2,7
<b>Cuarcita</b>	900-4.700	2,3 a 2,7
<b>Dolomía</b>	360-5.600	2,2 a 2,9
<b>Esquisto</b>	108-2.300	2,7 a 2,9
<b>Gabro</b>	1500-2800	2,8 a 3,1
<b>Gneis</b>	1.500-3.000	2,5 a 2,8
<b>Granito alterado</b>	108-1.450	2,5 a 2,6
<b>Granito sano</b>	800-2.700	2,5 a 2,8
<b>Grauvaca</b>	2.000-2.500	2,6 a 2,7
<b>Mármol</b>	800-1.500	2,6 a 2,8
<b>Micacita</b>	200-653	2,4 a 3,2
<b>Pizarra</b>	2.000-2.500	2,7 a 2,8
<b>Riolita</b>	800-1600	2,45 a 2,6
<b>Yeso</b>	40-430	2,2 a 2,3

Nota: "Ingeniería Geológica", Luis I. González Vallejo, 2002.p 116 (9)

- ❖ Por otro lado, en campo la manera de como describir las características geomecánica de la roca es considerando pruebas en ínsito, pero teniendo en cuenta que solo es una manera superficial de caracterizar y dar un valor a la roca sobre expuesta nada más.

Tabla 7. *Evaluación insitu de resistencia del material rocoso*

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE (Kg/cm <sup>2</sup> )	HUELLA Y SONIDO
<b>Muy blanda</b>	10.-15	El material se disgrega completamente con un golpe del pico del martillo y se deshace con navaja.
<b>Blanda</b>	50-250	El material se indenta de 1,5 a 3 mm con el pico del martillo y se deshace con la navaja.
<b>Media</b>	250-500	El material NO se deshace con la navaja. La muestra sostenida en la mano se rompe con UN (1) golpe de martillo.
<b>Moderadamente dura</b>	500-1000	La muestra se rompe con VARIOS golpes de martillo.
<b>Dura</b>	1000-2500	La muestra depositada en el suelo se rompe con UN (1) golpe.
<b>Muy dura</b>	> 2500	La muestra se rompe con dificultad a golpes con el pico del martillo. Sonido MACIZO.

Nota: "Ingeniería Geológica", Luis I. González Vallejo, 2002.p 112 (9)

Tabla 8. *Evaluación insitu de resistencia del material rocoso*

Clase	Descripción	Identificación del campo	Valor aproximado de la resistencia a compresión simple	
			Mpa	Kg/cm <sup>2</sup>
<b>S1</b>	Arcilla muy blanda	El puño penetra fácilmente varios cm.	< 0.025	< 0.25
<b>S2</b>	Arcilla débil	El dedo penetra fácilmente varios cm.	0.025 - 0.05	0.25 - 0.5
<b>S3</b>	Arcilla firme	Se necesita una pequeña presión para penetrar el dedo	0.05 - 0.1	0.5 - 1
<b>S4</b>	Arcilla rígida	Se necesita una fuerte presión para hincar el dedo	0.1 - 0.25	1 - 2.5
<b>S5</b>	Arcilla muy rígida	Con cierta presión puede marcarse con la uña	<b>0.25 - 0.5</b>	<b>2.5 - 5.0</b>
<b>S6</b>	Arcilla dura	Se marca con dificultad al marcar con la uña	<b>&gt; 0.5</b>	<b>&gt; 5.0</b>
<b>R0</b>	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña	<b>0.25 - 1.0</b>	<b>2.5 - 10</b>

<b>R1</b>	Roca muy blanda	Deleznable bajo golpes del martillo de geólogo, puede rayarse con una navaja. Se talla fácilmente con una navaja	<b>1.0-5.0</b>	<b>10-50</b>
<b>R2</b>	Roca blanda	Puede rayarse con dificultad con la navaja, se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente con la punta del martillo	<b>5.0-25</b>	<b>50-250</b>
<b>R3</b>	Roca moderadamente dura	No se puede rayar con una navaja la muestra en mano, se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo, al impacto la punta del martillo indenta hasta 5 mm.	<b>25-50</b>	<b>250-500</b>
<b>R4</b>	Roca dura	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra, especímenes sostenidos en la mano se rompe con un simple golpe de martillo	<b>50-100</b>	<b>500-1000</b>
<b>R5</b>	Roca muy dura	Se necesita muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	<b>100-250</b>	<b>1000-2500</b>
<b>R6</b>	Roca extremadamente dura	El martillo produce solamente descarrillado de la muestra, sonido metálico de golpe. Solo saltan esquirlas de roca.	<b>&gt; 250</b>	<b>&gt; 2500</b>

Nota: Estudio definitivo de carretera Camaná, Apha Consult S.A. Perú, 2008 p.12

**b) Resistencia a la tensión:** Es la facultad de resistir a ser torzonada o tensada hasta llegar al punto de rotura. También se define como resistencia al arranque. (11)

**c) Radio de Poisson o radio de pre corte:** Es el radio de contracción transversal a expansión longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es una medida de su fragilidad. Cuanto menor el radio de Poisson, mayor la propensión a rotura. (11)

**b) Gravedad específica:** Es el radio de la masa de la roca a la masa de un volumen igual de agua, en g/cm<sup>3</sup>. Citar (Número)

Tabla 9: *Propiedades mecánicas de las rocas principales en minería.*

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA COMPRESION (kg/cm <sup>2</sup> )	RESISTENCIA A TENSION (kg/cm <sup>2</sup> )	RADIO DE POISSON (m)	MODULO DE YOUNG (x 10 <sup>5</sup> psi)	DENSIDAD (g/cm <sup>3</sup> )	VELOCIDAD LONGITUDINAL (x 10 <sup>3</sup> m/s)
Gneiss granítico	30 230	2,034	0,195	10,93	2,65	18 370
Granito	21 020	1,308	0,327	6,27	2,70	15 890
Basalto	42 350	2,290	0,284	9,04	2,88	17 150
Caliza	13 330	0,670	0,235	5,34	2,53	13 520
Arenisca	1 490	0,060	0,391	0,39	1,88	5 530

Nota. Manual Práctico de Voladura, EXSA, Edición Especial 2011 p.31.

## 2.2.5 Explosivos industriales para uso en minería

### A. Características principales de los explosivos:

Son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones (Manual Práctico de Voladura, EXSA, p. 11). (1)

Todos los explosivos contribuyen como una buena herramienta básica en las operaciones de Raura siendo parte fundamental en las operaciones, por ello la importancia de las características principales en aspectos físico y químicos en los explosivos por ello se dará a conocer dichos caracteres:

#### Combustión:

Puede definirse como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento. (8)

#### Deflagración:

Es un proceso exotérmico en el que la transmisión de la reacción de descomposición se basa principalmente en la conductividad térmica. Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja (menos que 1000 m/s). También es sinónimo de combustión rápida. Los explosivos más lentos al

ser activados dan lugar a una deflagración en la que las reacciones se propagan por conducción térmica y radiación. (8)

**Detonación:**

Proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante). El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina “onda de choque”, la que se desplaza a velocidades entre 1 500 a 7 000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación. Un carácter determinante es que alcance un nivel de equilibrio entre temperatura, velocidad y presión para que llegue a un punto de equilibrio llamado “auto sostenida”. (8)

En resumen, deflagración y detonación son fenómenos de óxido-reducción, siendo la deflagración de carácter subsónico, pues las ondas de compresión o dilatación de baja densidad se propagan con una velocidad menor o igual que la del sonido dentro de los gases resultantes como producto de la combustión rápida, mientras que la detonación es de carácter supersónico, pues las ondas de compresión se propagan a velocidad mayor que la del sonido con respecto al medio gaseoso resultante. (8)

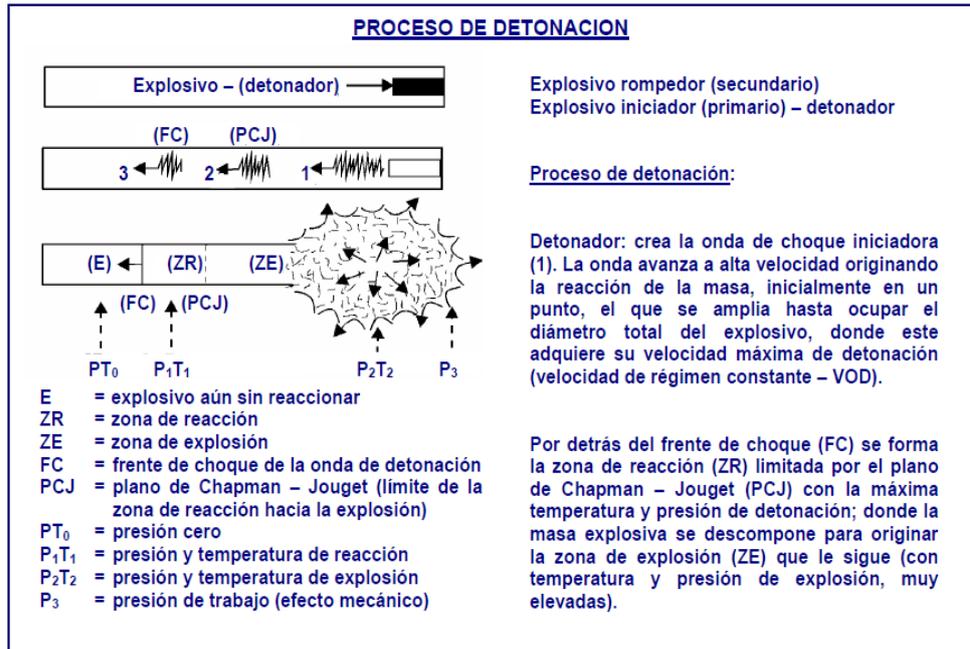


Figura 16. Proceso de Detonación. Tomada del Manual Práctico de Voladura, EXSA p 119

## B. Desempeño de los explosivos:

- a. **Velocidad de Detonación:** es la velocidad a la cual la reacción se mueve a lo largo de la columna de explosivo. Tiene un rango que va de 1524 a 7620 m/s en los productos

Según la formula en EXSA dicha fórmula es:

$$VoD = S + W$$

Donde:

$VoD$  = velocidad de detonación.

$S$  = velocidad de sonido.

$W$  = velocidad de partículas (productos).

La ecuación fundamental es conocida como la “Condición de Chapman- Jouguet”:

En los siguientes cuadros se mostrará las velocidades de detonación según el tipo de explosivo:

Tabla 10. Velocidad de detonación en (m/s).

TIPO	DIAMETRO		
	32 mm	76 mm	229 mm
Dinamita Gelatina	2100 - 5800		
Emulsión Encartuchada	3600 - 7600		
Emulsión a Granel	4000 - 4600	4300 - 4900	3700 - 5800
ANFO Cargado Neumáticamente	2100 - 3000	3700 - 4300	4300 - 4600
ANFO Vaciado	1800 - 2100	3000 - 3400	4300 - 4600
ANFO Encartuchado		3000 - 3700	4300 - 4600
ANFO Pesado			3400 - 5800

Nota: Manual de Konya p. 39.(14)

- b. **Presión de Detonación:** Es la presión que existe en el plano “CJ” detrás del frente de detonación, en el recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de velocidad y su valor se expresa en kilobares (kbar) o en megapascales (MPa). Así, en los explosivos comerciales varía entre 500 y 1 500 MPa. (9)

Existen varias formas para estimarla por cálculo y pruebas físicas complicadas como la del acuario para determinarla bajo agua, pero dentro de la teoría hidrodinámica se muestra que su valor práctico expresado en kilobares es:

$$PoD = \rho_e * VoD * W * 10^{-5} \dots\dots\dots (1)$$

Donde:

- PoD** : Presión de detonación, en kbar
- $\rho_e$**  : Densidad del explosivo, en g/cm<sup>3</sup>
- VoD** : Velocidad de detonación, en m/s
- W** : Velocidad de partícula (productos), en m/s
- 10<sup>-5</sup>** : Factor de conversión

Teniendo en consideración que el plano “CJ” se mueve a muy alta velocidad, mientras que la del movimiento de los productos de explosión (W) sólo alcanza un valor de 0,25 VOD, se tiene como valor experimental medio que:

$$W = 0.25 VoD \quad \text{por lo tanto} \quad W \cong \frac{VoD}{4} \dots\dots(2)$$

Reemplazando (2) en (1):

$$PoD = \rho_e * \frac{VoD^2}{4} * 10^{-5} \dots\dots(\text{Kbar})$$

$$PoD = \rho_e * \frac{VoD^2}{4} * 10^{-3} \dots\dots(\text{MPa})$$

OJO:

SI:

$$\diamond 1 \frac{\text{Kgf}}{\text{cm}^2} = 98066.5 \text{ Pa}$$

$$1 \text{ Bar} = 100000 \text{ Pa} \quad 98066.5 \text{ Pa} = 1 \text{ Bar} * 100000 \quad 1 \frac{\text{Kgf}}{\text{cm}^2}$$

$$1 \text{ Bar} = 1.01972 \frac{\text{Kgf}}{\text{cm}^2}$$

La presión de detonación tiene una relación con la densidad del explosivo y la velocidad de la reacción. Cuando se seleccionan explosivos como iniciadores, es muy importante considerar la presión de detonación, algunos ejemplos de explosivos más comunes mostrando su presión de detonación: (15) (10)

Tabla 11: Presión de detonación.

<b>Tipo</b>	<b>Presión de Detonación (Kbar)</b>
<b>Dinamita Granulada</b>	20-70
<b>Dinamita Gelatina</b>	70-140
<b>Emulsión Encartuchada</b>	20-100
<b>Emulsión a Granel</b>	20-100
<b>ANFO Vaciado</b>	7-45
<b>ANFO Encartuchado</b>	20-60
<b>ANFO Pesado</b>	20-90

Nota: Manual de Konya p. 35 (8)

- c. **Densidad de Explosivos:** es expresada como gravedad específica, la cual es la relación de la densidad del explosivo con la densidad del agua, dicha densidad es determinada entre el peso del explosivo que puede cargarse dentro de un diámetro específico de barreno. Basándose en el peso, no hay una diferencia muy marcada en la energía entre diversos explosivos. La diferencia en energía sobre la base de la unidad de peso no es ni siquiera cercana a la diferencia de energía sobre la base de la unidad de volumen. Cuando se encuentra

roca dura y el costo de la barrenación es alto, un producto más denso y de precio más alto, es justificable en nuestro caso cuando tenemos un terreno con características desfavorables el resultado será inversamente proporcional, pero también será mayor el control en el frente. (16)

Tabla 12. *Densidad de explosivos más comunes*

<b>Tipo</b>	<b>Densidad (g/cc)</b>
<b>Dinamita Granulada</b>	0.8-1.4
<b>Dinamita Gelatina</b>	1.0-1.7
<b>Emulsión Encartuchada</b>	1.1-1.3
<b>Emulsión a Granel</b>	1.1 - 1.6
<b>ANFO Cargado Neumáticamente</b>	0.8 - 1.0
<b>ANFO Vaciado</b>	0.8-0.9
<b>ANFO Encartuchado</b>	1.1 -1.2
<b>ANFO Pesado</b>	1.1-1.4

Nota Manual de Konya p.33.

La densidad de un explosivo se usa comúnmente como herramienta para calcular la potencia y los parámetros de diseño entre explosivos de diferentes fabricantes y diferentes familias genéricas, en términos simples se puede decir que, a mayor densidad, mayor energía en el producto. En el manual de Konya genera una expresión sobre la densidad la cual lo denomina densidad de carga, ósea, el peso del explosivo por longitud de la carga para un diámetro dado. La densidad de carga se usa para determinar el total de kilogramos de explosivo que se usarán por barreno y por voladura. La densidad de los productos comerciales varía de 0.8 a 1.6 gr/cc. (2)

- d. **Resistencia al agua:** Es la capacidad para resistir una prolongada exposición al agua si n perder sus características. Varía de acuerdo con la composición del explosivo y generalmente está vinculada a la proporción de nitroglicerina o aditivos especiales que contengan, así las gomas, los hidrogeles y las emulsiones son muy resistentes al agua. (2)

- e. **Sensibilidad:** Esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo (2)
  - *Acción controlada.* La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (2)
  - *Acción incontrolada.* La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque. (2)

### 2.2.6 Aplicación de los explosivos industriales:

En la Unida Minera Raura, dentro de las operaciones de la empresa especializada Administración de Empresa SAC, utiliza los explosivos como la dinamita, emulsión y gelatina como stock en el polvorín para la voladura de frentes.

Por ello a continuación se explicara las características de los explosivos usados en las operaciones:

**Dinamita:** Según el manual de Konya pg. 48, menciona que las dinamitas “son productos con base a la nitroglicerina. Pocos fabricantes de dinamita tienen productos en los que han substituido los altos explosivos que no producen dolor de cabeza, como el nitro almidón, en lugar de la nitroglicerina. Las dinamitas son las más sensitivas de todas las clases genéricas de explosivos utilizados hoy en día. Debido a esta sensibilidad, las dinamitas ofrecen un margen mayor de seguridad dentro del barreno, ya que, los huecos dentro de la columna de explosivo y muchos otros factores ambientales, que provocan el mal funcionamiento de otros explosivos, no afectan a la dinamita”, por ellos también se dividen en: (8)

**Dinamita gelatina:** Dinamita gelatina pura (gelatina especial): Las gelatinas puras básicamente son geles explosivos con nitrato de sodio, combustibles y azufre adicionales. En potencia, es el equivalente gelatinoso de la dinamita pura. La gelatina explosiva pura es el explosivo con base de nitroglicerina más poderoso. Una gelatina pura debido a su composición es la dinamita más resistente al agua que existe. (17)

Propiedades:

- Alta velocidad de detonación.

- Alta presión de detonación ideal para ser usado como cebo iniciador de agentes de voladura secos y acuosos.
- Alta impedancia.
- Elevada potencia.
- Sensible al detonador No. 8 y al cordón de bajo gramaje.
- Larga vida útil.

Ficha Técnica:

Tabla 13. *Características técnicas de la Gelatina Especial*

Especificaciones técnicas	Unidades	Gelatina Especial 75
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.38 +/- 3%
Velocidad de detonación*	m/s	5,500 +/- 200
Presión de detonación**	kbar	157
Energía**	KJ/kg	3,971
RWS**	%	105
RBS**	%	182
Volumen de gases	l/Kg	973
Resistencia al agua	-	Excelente
Categoría de humos	Categoría	1 era

\* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

\*\* Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

Nota: Ficha Técnica Semexa [en línea],  
<https://EXSA.mediaimpact.digital/es/productos/gelatina-especial>

Presentación según el fabricante:

- En la siguiente se presentará las características principales de la presentación en venta de la empresa EXSA.
- Se debe considerar que en las cantidades de cartuchos dentro de una caja es variable con el fin de llegar a un peso de 25 kg/caja.
- La principal característica de los cartuchos son de papel kraft parafinado, dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.

Tabla 14. *Características técnicas de la Gelatina Especial*

Peso Neto	25 kg			
Peso Bruto	26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 34 x 44 x 27 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto	Pulg.	UN/Caja	Masa g/UN	
GELATINA ESP. 75	1 1/2	12	56	446
GELATINA ESP. 75	1 1/8	8	144	174
GELATINA ESP. 75	7/8	7	284	88

Nota: Ficha Técnica Semexa [en línea],  
<https://EXSA.mediaimpact.digital/es/productos/gelatina-especial>

**Dinamita semigelatina:** Las dinamitas semi gelatinas son similares a las gelatinas de amonio excepto que una mayor cantidad de la mezcla de nitroglicerina, nitrocelulosa y nitrato de sodio se reemplaza con nitrato de amonio. Las semi gelatinas son menos resistentes al agua y más baratas comparadas con las gelatinas de amonio. Debido a su naturaleza gelatinosa, tienen mayor resistencia al agua que muchas de las dinamitas granuladas y frecuentemente se utilizan bajo condiciones húmedas y algunas veces como iniciadores de agentes explosivos. (9)

Tabla 15. *Características técnicas de dinamita Semexa.*

Especificaciones técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación**	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,338	3,433	3,747
RWS**	%	89	92	99
RBS**	%	120	127	147
Volumen de gases	l/kg	1,016	1,015	989
Resistencia al agua	Horas	Buena	Muy buena	Excelente
Categoría de humos	Categoría	1 era.	1 era.	1 era.

\* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

\*\* Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

Nota: Ficha Técnica Semexa [en línea],  
<https://EXSA.mediaimpact.digital/image/pdf/SEMEXSA1.pdf>

Tenemos que considerar que no importa el fabricante para determinar el explosivo, hay que tener en cuenta las propiedades en su ficha técnica que cada fabricante brinda con cada explosivo, a continuación, presentaremos las dimensiones de los cartuchos de dinamita Semexa de la marca EXSA:

Masa explosiva encartuchada en papel kraft, los cartuchos son dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.

Tabla 16. *Características de peso y cartuchos por caja de la dinamita Semexa.*

Peso Neto	25 kg		
Peso Bruto	26.3 kg		
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm		
Material	Caja de cartón corrugado		
Producto	<b>Pulg.</b>	<b>UN/Caja</b>	<b>Masa g/UN</b>
SEMEXSA 45	1 1/8 12	122	205
SEMEXSA 65	1 1/2 12	68	368
SEMEXSA 65	7/8 7	308	81
SEMEXSA 80	1 1/8 8	164	152

*Para otros formatos de cartuchos preguntar a un especialista EXSA.*

Nota: Ficha Técnica Semexa [en línea],  
<https://EXSA.mediaimpact.digital/image/pdf/SEMEXSA1.pdf>

**EMULSIONES:** Según López Jiménez (Manual de Perforación y Voladura de Rocas) menciona que, Este grupo de explosivos, que es el de más reciente aparición en el mercado, mantiene las propiedades de los hidrogeles ya citados, pero a su vez mejora dos características fundamentales como son la potencia y la resistencia al agua.

La una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Características técnicas:

Tabla 17. Características técnicas de emulsiones encartuchadas.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS					
Especificaciones técnicas	Unidades	Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.00 ± 5%	1.12 ± 5%	1.14 ± 5%	1.16 ± 5%
Velocidad de detonación*	m/s	4,700 ± 300	5,700 ± 300	5,600 ± 300	5,600 ± 300
Velocidad de detonación **	m/s	4,100 ± 300	4,500 ± 300	4,400 ± 300	4,300 ± 300
Presión de detonación**	kbar	55	87	89	91
Energía**	KJ/kg	2,977	3,385	4,180	4,425
RWS**	%	79	90	113	120
RBS**	%	98	126	157	180
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Volumen de gases**	L/Kg	930	1,004	940	909
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era	1 era

\*Confinado en tubo de acero de 1½" de diámetro (Schedule 40)

\*\*Sin confinar en cartucho de 1½" de diámetro

\*\*Calculado con programa TERMODET a condiciones ideales de 1 atm

### PRESENTACIÓN Y EMBALAJE

Cartuchos dispuestos en bolsas plásticas y embalados en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto / Bruto	25 kg / 26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material de caja	Caja de cartón corrugado			
Producto	Dimensiones de cartucho		Presentación	Masa
	Pulg.			
EMULEX 45	1 1/8	12	128	195
EMULEX 45	1	7	276	91
EMULEX 65	1 1/2	12	64	391
EMULEX 65	1	8	228	110
EMULEX 80	1 1/2	12	62	403
EMULEX 80	1	8	222	113
EMULEX 100	1	8	202	123

Nota: Ficha Técnica Emulex [en línea]

<https://EXSA.mediaimpact.digital/image/pdf/2018-08-Ficha-Tecnica-EMULSION-EMULEX-FINAL.pdf> p.33.

En este caso puede haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 25 Kg/caja.

La tendencia actual hacia el empleo de las emulsiones en las operaciones de arranque con explosivos estriba en las numerosas ventajas que presentan:

- ❖ Menor precio, ya que en su fabricación no se precisa el uso de gomas y féculas de alto coste.
- ❖ Excelente resistencia al agua.
- ❖ Posibilidad de conseguir productos con densidades entre 1 y 1,45 g/cm<sup>3</sup>.

- ❖ Elevadas velocidades de detonación, 4000 a 5000 m/s, con poco efecto del diámetro de encartuchado.
- ❖ Gran seguridad de fabricación y manipulación.
- ❖ Posibilidad de mecanizar la carga y preparar mezclas con ANFO.

### **2.2.7 Accesorios para voladura:**

Los accesorios de voladura son productos utilizados en las etapas de iniciación, amarre y secuencia de salida de un proyecto de voladura, con el fin de obtener buenos resultados bajo condiciones de seguridad, fragmentación y estabilidad de paredes finales. Se clasifican por sistemas en base a la variedad de productos y su uso (18)

#### **a) Clasificación:**

- ❖ **Sistemas convencionales:** Se activan por una chispa de ignición a través de la guía. El sistema se basa en:
  - Fulminante común N° 8. Es una cápsula de aluminio, que contiene un explosivo primario (Azida de plomo) muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad. Es usado para iniciar a las dinamitas, emulsiones y cordón detonante.
  - Mecha de seguridad. Sirve para transmitir el fuego al fulminante a una velocidad continua y uniforme, la cual tiene varias coberturas que envuelven al núcleo de pólvora, asegurando una excelente impermeabilidad.
  - Conector para mecha rápida. Está compuesto de un casquillo de aluminio, en su interior lleva una masa pirotécnica, este recibe el fuego de la mecha rápida para encender a la mecha de seguridad.
  - Mecha rápida. Está formado por masa pirotécnica y dos alambres, cubiertos por un material plástico.

### **2.2.8 Criterios de selección de explosivos:**

Los usuarios de explosivos a menudo caen en la rutina y en el espejismo de unos costes mínimos de arranque sin tener en cuenta toda una serie de factores que son necesarios analizar para una correcta selección: precio del explosivo, diámetro de carga, características de la roca, volumen de roca a volar, presencia de agua, condiciones de seguridad, atmósferas explosivas y problemas de suministro (19)

- A. **Diámetro de carga:** Al ser el ANFO un explosivo que tiene muchas contras en las minas subterráneas, los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se siguen usando en diámetros pequeños, pero en calibres de tipo medio están siendo sustituidos por los hidrogeles y emulsiones encartuchadas (19)
- B. **Volumen de roca a volar:** Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivo a efectuar dentro de las operaciones de arranque. En las obras de mayor envergadura las cantidades de explosivo pueden llegar a aconsejar su utilización a granel, ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reducen los costes de mano de obra dedicada a dicha operación y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado (19)
- C. **Presencia de agua:** Si la presencia de agua es pequeña, el ANFO triturado se encartuchará dentro de fundas de plástico, alcanzándose densidades próximas a 1,1 g/cm<sup>3</sup>. El cebado deberá ser axial, pues de lo contrario si uno de los cartuchos resulta dañado y su carga alterada se interrumpirá la detonación dentro de la columna.

Si la afluencia de agua a los barrenos impide el desagüe, se pueden utilizar explosivos como los hidrogeles y emulsiones a granel, bombeándolos o vertiéndolos, o explosivos gelatinosos e hidrogeles encartuchados.

- D. **Condiciones de seguridad:** Según López Jimeno, da un concepto que hay un punto de equilibrio, a veces no 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 (descabezamiento de barrenos, rotura de cordón detonante, etc.), restos de explosivo y es necesario el empleo de maquinaria pesada: tractores de orugas o excavadoras, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones que son

insensibles a los golpes, fricciones y estímulos subsónicos, pero poseen un (15)

## **2.2.9 Parámetros para la elaboración de un diseño de malla de P&V**

### **A. Malla de perforación:**

Las operaciones primarias en subterráneas son diferentes ya que no cuentan con una cara libre, en minería subterránea se tiene solo una cara en la cual debemos perforar y ser capaces de crear una “cara libre” que se denominan como taladros de alivio, acostado y siguiendo la misma dirección en forma perpendicular esta los taladros de arranque, para tener una buena voladura se debe iniciar con un buen arranque para abrir una cara libre adicional y así tener un buen disparo y una buena utilización de los explosivos en todo la voladura, asegurándose que cumplan los parámetros de la sección a disparar, en nuestro caso secciones menores a 3.50m x 3.50m.

Es por ello que la denominación de una malla de perforación es; diseño en una sección plana frontal, donde se pintan o marca puntos que dan origen a los taladros en casos prácticos son puntos donde se iniciara la perforación, dicho proceso se realiza realizando criterios en espaciamiento(s) y burden (B) que son las distancias óptimas para ejecutar un buen disparo y una buena sección.

La perforación según el (Manual Práctico de Voladura, EXSA) “se realiza con taladros paralelos o taladros en ángulo, atacando directamente al frontón o cara libre frontal con el principio de túnel (banco circular), con un grupo de taladros de arranque que formarán una cavidad inicial, seguida del resto de taladros de rotura distribuidos alrededor del arranque, delimitándose la sección o área del frontón con los taladros periféricos. Sección o área del frontón con los taladros periféricos. La profundidad del avance (longitud de los taladros) está limitada por el ancho de la sección”. (21)

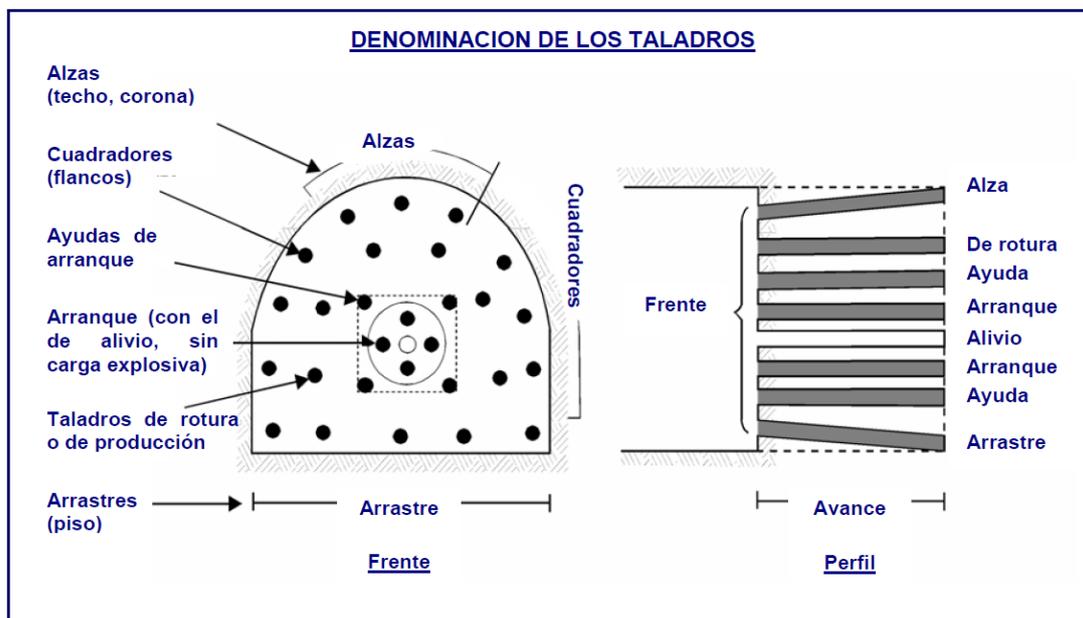


Figura 17. Denominación de estos taladros en el Perú. Tomada del “Manual Práctico de Voladura, EXSA” p.17.

- ❖ Los taladros periféricos comprenden a los cuadradores, alzas y arrastres, y los del núcleo a los de arranque (cueles), ayudas y taladros de producción.
- ❖ La sección puede ser semi elíptica, circular o cuadrática, manteniendo el mismo esquema de distribución.
- ❖ Este esquema de perforación se aplica en túneles, galerías, chimeneas, piques, rampas y otros desarrollos.

A continuación, se especificará cada sector de los taladros distribuidos en un frente,

- ❖ **Arranque o cueles:** Son los taladros que se son volados primero, para formar la cavidad inicial en forma de cráter. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto para romper la resistencia de la roca.

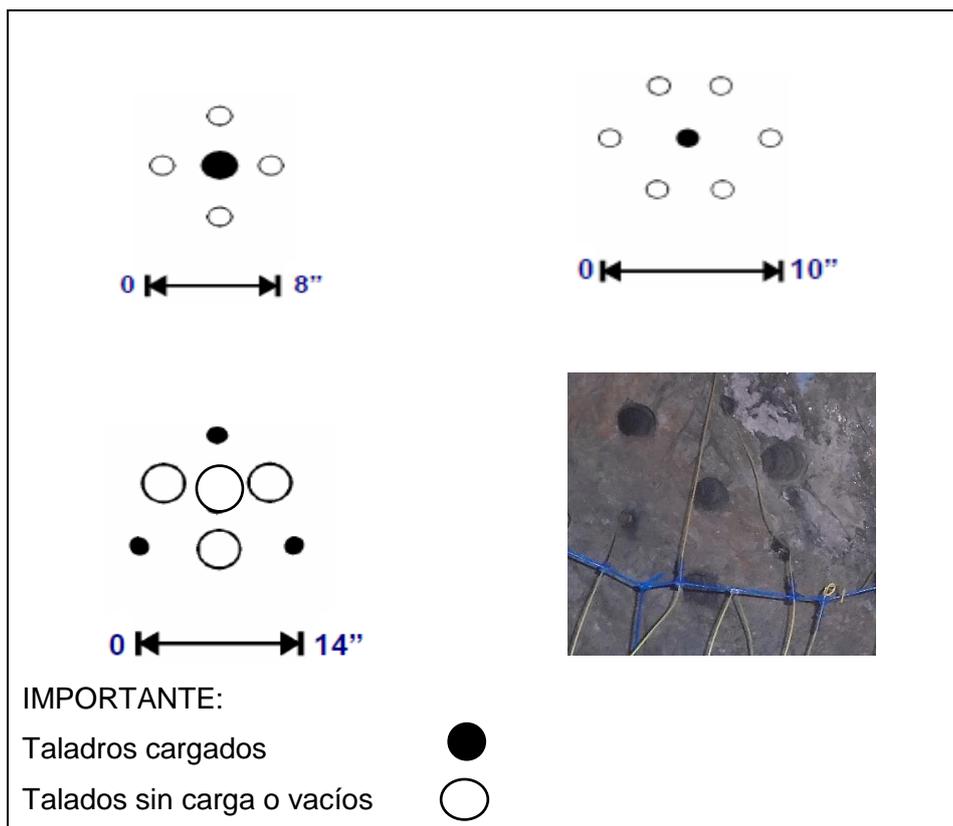


Figura 18: Arranques más comunes utilizados labores subterráneas. Tomada del "Manual Práctico de Voladura, EXSA", p. 184.

Se considerará una salida común al "Corte Quemado" que es básicamente indica una perforación en paralelo entre los taladros de alivio y de producción con igual diámetro con un diámetro de la broca rimadora 104mm ó 4.09 pulgadas como se muestra en la figura 23.



Figura 19. Rimadora para los taladros de arranque. Elaboración propia

En la figura 24, se observa en el lado izquierdo la distribución de taladros vistos de perfil, mientras en el lado derecho se observa la secuencia de salida iniciando por el arranque.

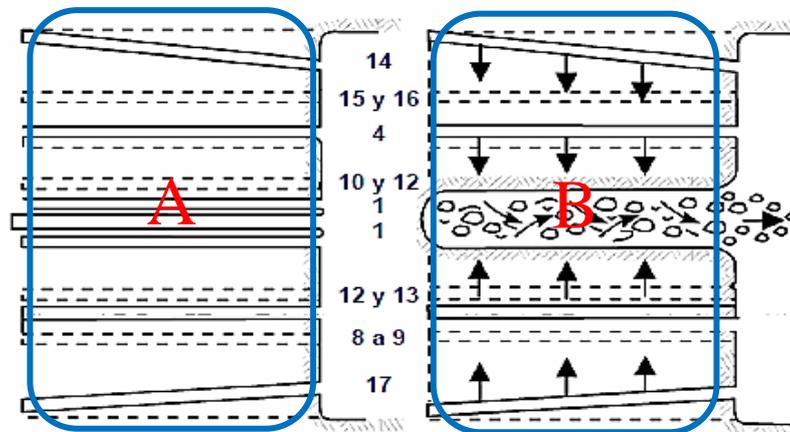


Figura 20. Diagrama de salida de un arranque con corte quemado. Tomada del “Manual Práctico de Voladura, EXSA”, p.142.

No olvidar que los taladros al ser paralelos y con menos espaciamiento la cantidad de energía concertada hace que la roca se sintetice en fondo del taladro.

- ❖ **Ayudas:** Son aquellos taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contra cueles) y las sobre ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen después del arranque.
- ❖ **Cuadradores:** Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.
- ❖ **Corona:** Son los que forman el techo o bóveda del túnel. Es importante saber que en la voladura de recorte o Smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.
- ❖ **Arrastre o pisos:** Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda.

A continuación, en la figura 25, se presentará un estándar de malla de perforación para rocas tipo IV pero de calidad “A” con las características antes mencionadas.

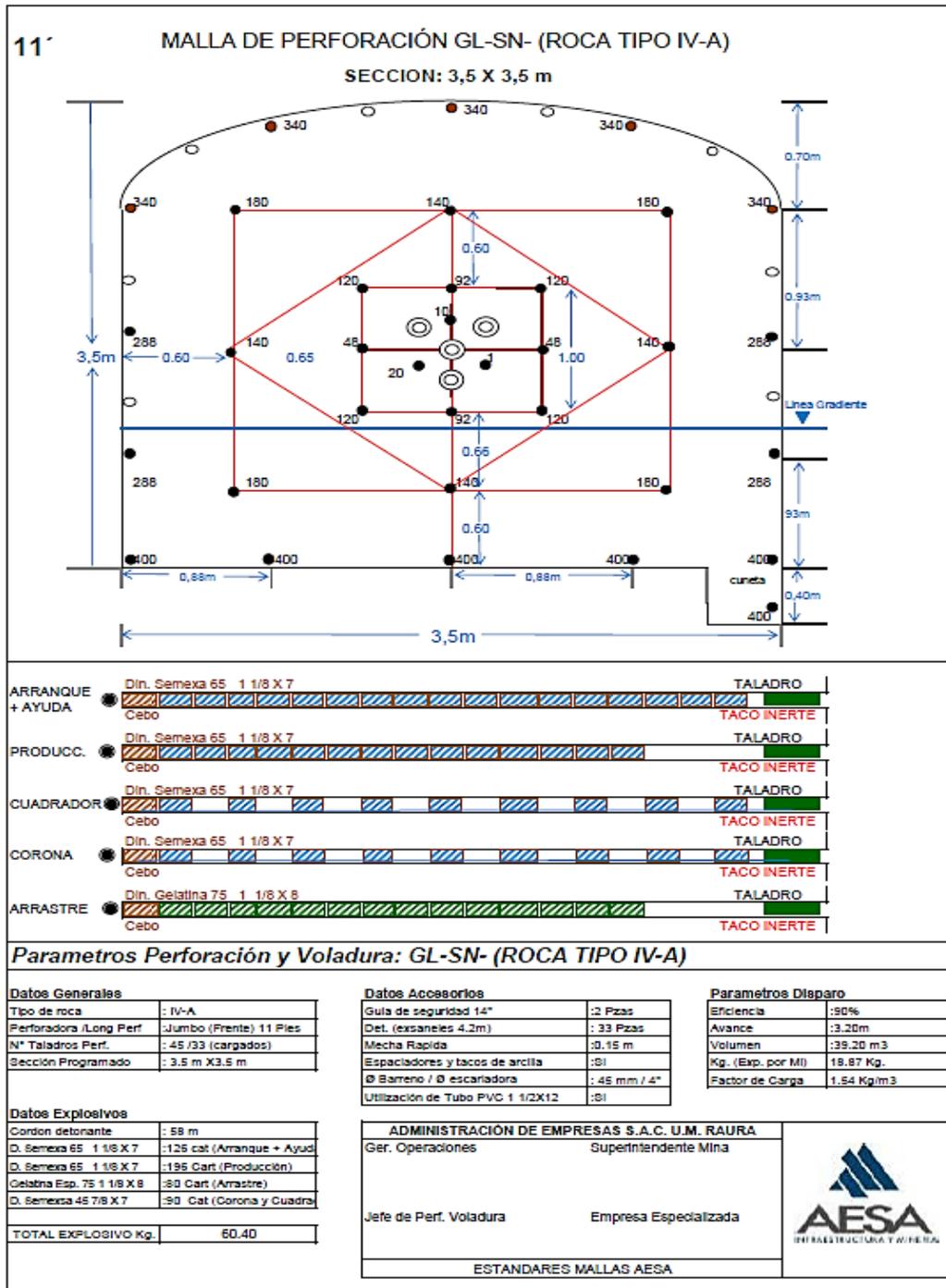


Figura 21. Diagrama de salida de un arranque con corte quemado. Área de Perforación y Voladura; Planeamiento AESA U.M. Raura.

## 2.2.10 Cálculo y distribución de la carga explosiva:

### A. Cálculo de número de taladros:

**Teoría empírica:** En estos procesos se considera la experiencia que los expertos en perforación con años de experiencia en minería convencionales y semi mecanizadas, en secciones menores a 3.50m x 3.50m usan la velocidad de perforación como indicador de dureza y con ello calcular empíricamente la cantidad de taladros por zona de perforación

La fórmula más común usada es la siguiente:

$$N^{\circ}tal = \sqrt{A} * 10$$

OJO: dicha fórmula este amarrado a rocas de buena calidad mayores a IIIA de calidad,

**Teorías propuestas:** Son aquellas se pueden encontrar en bibliografías generales como lo propuesto en El Manual Práctico de Voladura, EXSA. que menciona que “el número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear” (8)

Dicha fórmula empírica es la siguiente:

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (C + S)$$

Donde:

**P** = circunferencia o perímetro =  $P = \sqrt{(A * 4)} \dots \dots (m)$

**Dt** =Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

**C** = coeficiente o factor de roca, usualmente de:

**S** = dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup> (cara libre).

OJO: Dicha fórmula es de carácter empírico, pero con mayor precisión porque considera a la roca como parte del cálculo de número de taladros.

Tabla 18. *Factor de roca según dureza en (m).*

DUREZA DE LA ROCA	COEFICIENTE DE LA ROCA
Dura	2.00
Intermedio	1.50
Débil o fracturado	1.00

Nota: Manual Práctico de Voladura, EXSA. p. 211

Tabla 19. *Distancia entre talados en (m).*

DUREZA DE LA ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS EN METROS
DURA	0.5 a 0.55
INTERMEDIO	0.6 a 0.65
DÉBIL O FRACTURADO	0.7 a 7.5

Nota: Manual Práctico de Voladura, EXSA.

- f. **Longitud De Taladros:** Según EXSA, “Será determinada en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 m de profundidad, mientras que con corte en “V” sólo se llega de 1 a 2 m de túneles de pequeña sección” (8)

Para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación:

$$L_{tal} = 0.5 * \sqrt{S}$$

- g. **Cantidad De Carga (Factor De Carga):** para calcular la cantidad de explosivo se debe considerar muchos factores como las dimensiones del frente, roca, y el tipo de explosivo a usar teniendo en cuenta las condiciones, según EXSA, “En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kilogramo de explosivos por metro cúbico de roca. En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m<sup>3</sup>”. (8)

Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores para:

Tabla 20: Factor de carga aproximado por tipo de roca

DUREZA DE LA ROCA	FACTOR (Kg/m <sup>3</sup> )
DURA	1.5 a 1.8
INTERMEDIO A DURA	1.3 a 1.5
DÉBIL O FRACTURADO	1.1 a 1.3
MUY DÉBILES	1.0 a 1.2

Nota: Manual Práctico de Voladura, EXSA p. 123.

En donde podemos considerar:

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

Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar común mente en breasting valores de 0,4 a 0,6 kg/m<sup>3</sup>

- h. **Burden Y Espaciamiento:** La relación Espaciamiento / Burden «S/B» es el parámetro más importante de las voladuras, esto debido a que los gases de la explosión de cada carga ejercen su empuje hacia adelante en la mayor área posible del plano que configuran los barrenos de cada fila.

por ello en nuestro caso utilizaremos la formula propuesto por el Áreas de Influencias como parte de la investigación la cual es (8)

$$B_n = A_n = \phi * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$A_n$  = Diámetro del área de influencia nominal (m).

$\phi$  = Diámetro del taladro (m).

$P_o D_{tal}$  = Presión de detonación en el taladro (Kg/cm<sup>2</sup>)

RQD = Índice de calidad de la roca

$\sigma_r$  = Resistencia a la compresión de la roca o mineral, (Kg/cm<sup>2</sup>)

$F_s$  = Factor de seguridad

### 2.2.11 Voladura controlada

**A. Voladura de recorte:** Según Manual Práctico de Voladura de EXSA, pg. 226; menciona que “voladura de recorte Consiste en una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura “principal” o de producción. El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de precorte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre, el espaciamiento normalmente es mayor que en el pre corte.

El burden debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se “encadenen” apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de burden se desplace, pudiendo estimar con la ecuación:

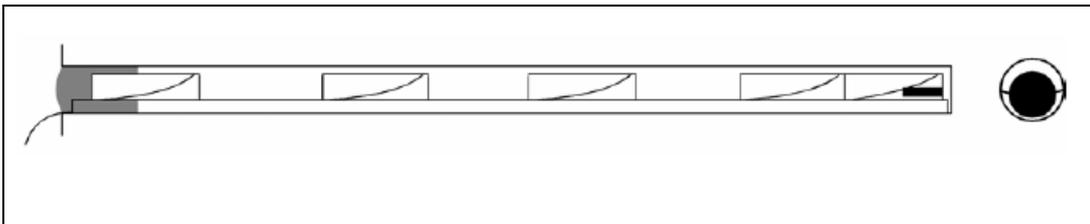
$$B = 1.3 * E$$

Donde:

$B$  = espaciamiento.

$E$  = diámetro de taladro vacío.

En la figura 26, se interpreta que los cartuchos convencionales fijados a distancias determinadas sobre media caña de tubo de plástico. Diámetro del cartucho de 22 a 38 mm y diámetro del taladro 50 a 75 mm.



*Figura 22.* Diagrama de salida de un arranque con corte quemado. Tomada del Manual Práctico de Voladura, EXSA, p. 227.

**IMPORTANCIA:** Normalmente todos los taladros del concentrado en el núcleo crean un impacto de sobrecarga a los de la corona o periferia afectando a la roca por efecto de influencia que tiene un taladro cargado, por lo que se aprecia la reducción de este efecto con la voladura controlada.

En la figura 27, se puede observar el efecto de la voladura en un área de influencia de taladros en los cuadradores y corona sin voladura controlada, mientras que por otro lado con voladura controlada el daño de la estructura se reduce por el uso de taladros de alivio en el contorno.

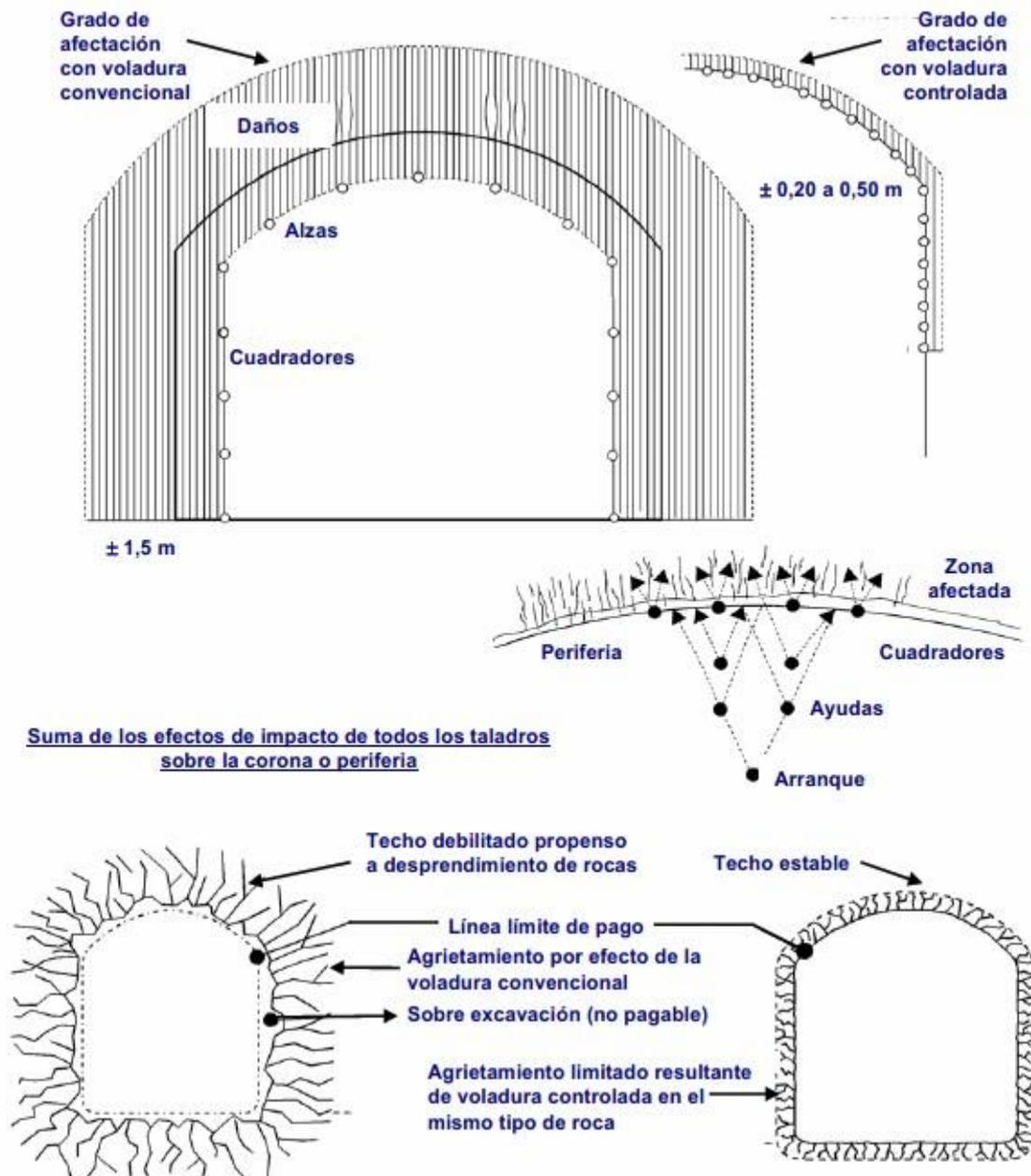


Figura 23. Efecto de voladura controlada. Tomada del Manual Práctico de Voladura, EXSA, p. 239

## **B. Condiciones para su ejecución:**

Para este proceso se tomará como guía principal los pasos mencionados del manual de EXSA, por su practicidad y detallado.

### **a. Perforación:**

El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.

La precisión de la perforación es fundamental, debe mantenerse el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar, para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte. Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobre rotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15 m. al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados (Bootlegs).

### **b. Carguío:**

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

- Explosivos especiales de baja energía y velocidad, usualmente en cartuchos de pequeño diámetro, como el EXSAcorte de 22 mm, que produce unos 1,000 bares de presión, mientras que uno convencional puede llegar a 30.000 bar.
- La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro (relación 2 - 1) para poder formar un anillo de aire alrededor del explosivo que amortigüe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y debe distribuirse a todo lo largo del taladro (esto se facilita por ejemplo con los cartuchos largos de EXSAcorte que cuentan con plumas centradoras plásticas).
- La densidad de carga normalmente fluctúa entre 0,18 y 0,37 kg/m, para este caso, según el tipo de roca varía entre 0,08 y 0,22 kg/m.
- Si es necesario para amortiguar la onda y facilitar la formación del plano de corte, se puede intercalar.

**c. Carga de fondo:**

- Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo.
- Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (steming) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).

**d. Disparo**

- El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido independiente.
- Debe tomarse en cuenta que la velocidad pico de partícula generada por el disparo puede llegar a causar excesivo daño a la roca remanente, efecto que se puede reducir manteniéndola por debajo de los 700 a 1000 mm/s. Estimada por la siguiente fórmula empírica:

$$VPP = \frac{C_e}{d \times b}$$

Donde:

**VPP** = velocidad pico de partícula, en m/s.

**C<sub>e</sub>** =carga explosiva en caja, en kg.

**d** =distancia radial desde el punto de detonación, en m.

**b** =constante que depende de las propiedades estructurales y elásticas de la roca, y que varía de lugar a lugar.

**e. Medios usuales disponibles para carga controlada en pequeño diámetro son:**

- ❖ Tubos plásticos rígidos con carga interior de dinamita de baja velocidad y presión, acoplables para formar columnas de longitud requerida, con plumas centradoras para desacoplar la carga; ejemplo: EXSAcorte de 22 mm de diámetro por 710 mm de longitud.
- ❖ Cartuchos convencionales de dinamita espaciados entre sí a una distancia equivalente a la longitud de un cartucho (0,20 m), iniciados axialmente con cordón detonante de bajo gramaje (3 g/m).
- ❖ Agentes de voladura de baja densidad, normalmente granulares con componentes diluyentes reducidos de energía como polietileno expandido, aserrín, ceniza y otros. Tienen como inconveniente que pueden segregarse gravimétricamente y generan gases tóxicos.
- ❖ Sistema de carga air deck con sólo carga de fondo y taco inerte, requiere adecuado control para asegurar resultados y la roca debe ser compatible con el método.
- ❖ Cordón detonante de alto gramaje (60, 80, 120 g/m). Este elemento reduce la densidad de carga lineal, pero es costoso.
  - Para ejemplos a valores propuestos por algunos manuales de voladura se puede obtener un estimado de datos empíricos generales típico para rocas masivas y competentes, es por ello que trabajar con rocas de calidad IV, los estándares de mallas de perforación no siguen un patrón definido y es por ello la falta de información de dichas labores. Por consiguiente, la siguiente tabla.

Tabla 21. Carga de explosivo, Daño y distancia.

DIAMETRO DEL TALADRO (mm)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)	CARGA EXPLOSIVA LINEAR Y DESACOPLADA	
			FACTOR DE CARGA (kg/m)	DIAMETRO ESTIMADO (mm)
38 a 45	0,48 a 0,60	0,60 a 0,90	0,18 a 0,37	22
50	0,60 a 0,75	0,90 a 1,05	0,20 a 0,40	29
RANGOS DE ENERGA Y DAÑO A LA ROCA REMANENTE				
DIAMETRO (mm)	TIPO DE EXPLOSIVO	CONCENTRACION LINEAR DE CARGA (kg/m)	PRESION DE TALADRO (bar)	AMPLITUD DEL MALTRATO CREADO (m)
45	ANFO	1,80	30 000	1,50 a 1,80
17 a 22	Exsacorte	0,80	900	0,20 a 0,30
DIAMETRO (mm)	VOLADURA CONVENCIONAL		VOLADURA CONTROLADA	
	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)
16	0,62	0,80	0,60	0,45
22	0,87	1,13	0,85	0,70
32 a 38	1,25	1,50	0,70	0,60
51	1,80	2,30	0,90	0,70
64	2,25	2,80	1,20	0,90
76	2,50	3,10	1,40	1,10

Nota: Manual Práctico de Voladura, EXSA, p.242

A continuación, un esquema de voladura controlada para recorte:

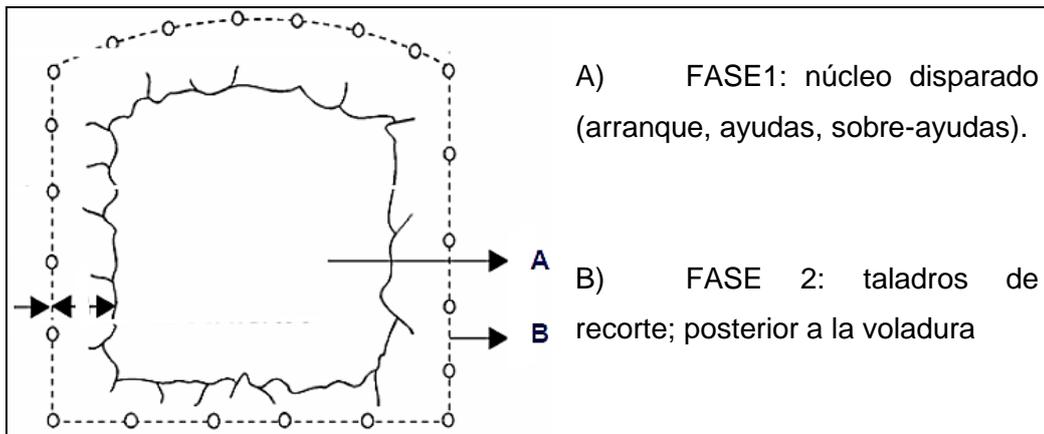


Figura 24. Fase de salida de una voladura de recorte. Tomado del "Manual Práctico de Voladura, EXSA", p. 240

❖ En voladura de recorte debe haber una relación entre (E/B):

$$E = 0.5 A 0.8B$$

Cuadros generales en factor de carga, distancia y daños según el diámetro de taladro

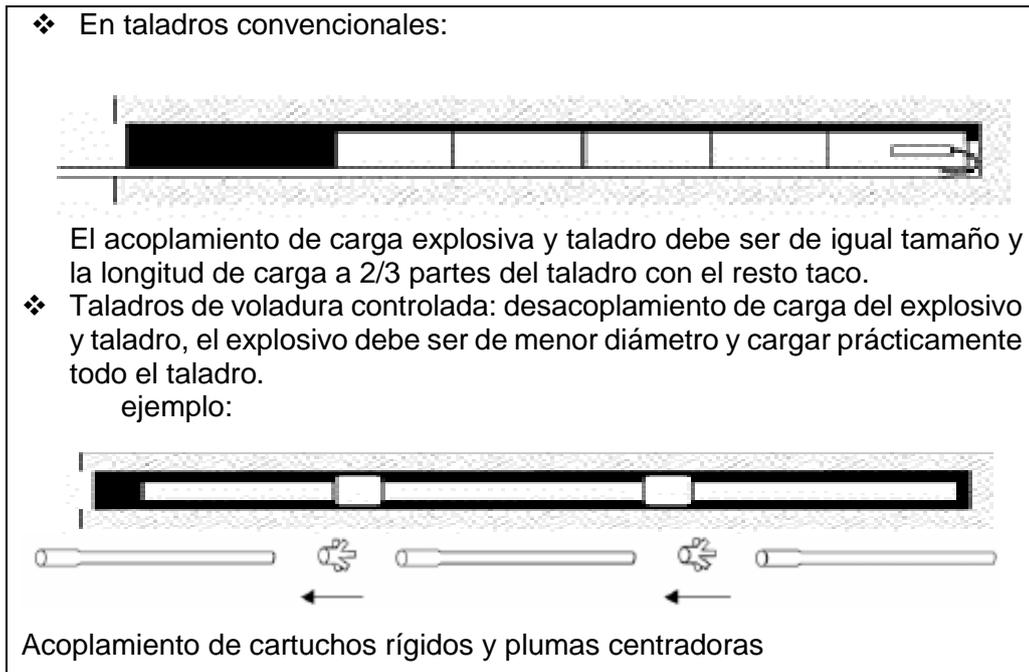


Figura 25. Fase de salida de una voladura de recorte. “Manual Práctico de Voladura, EXSA”, p. 241.

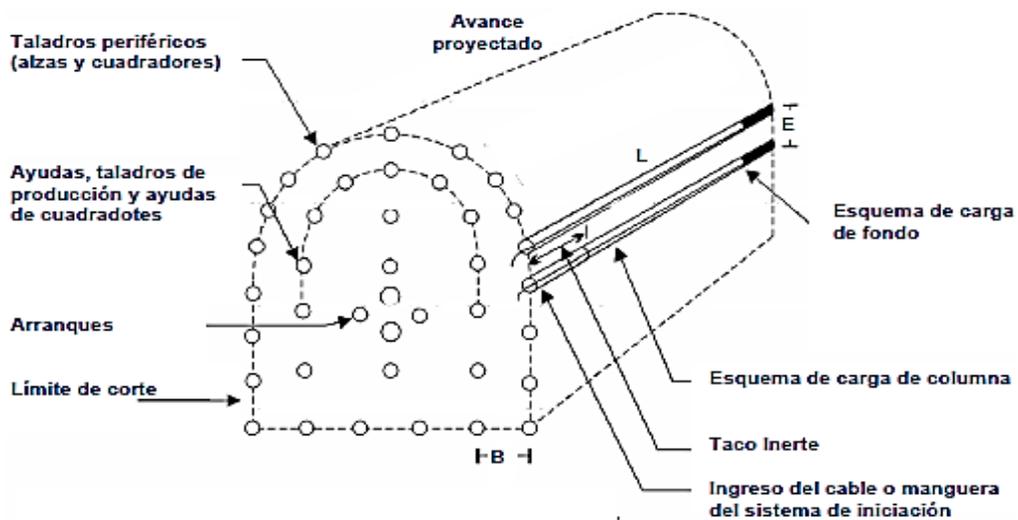


Figura 26: Esquema de voladura controlada de un frente de avance. “Manual Práctico de Voladura, EXSA” p. 241.

### 2.2.12 Sobre rotura

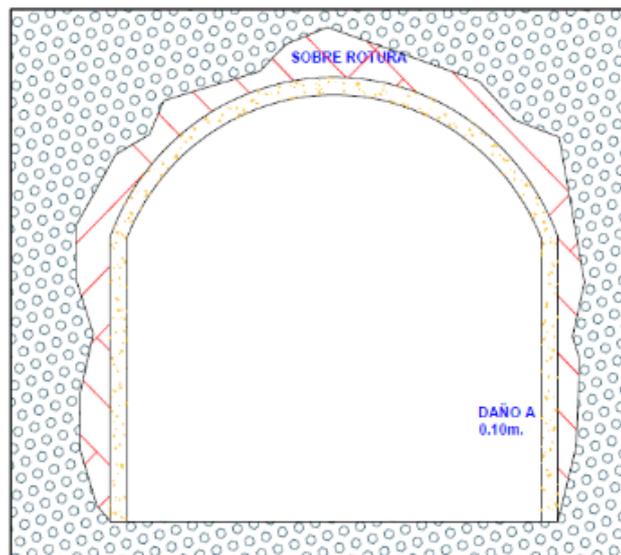
La sobre rotura es un problema que se genera en labores de avance y producción, debido a una voladura no controlada, la cual es influenciada por las estructuras geológicas sobre el perfil de excavación, existiendo factores que provocan sobre excavación y caída de rocas como: (4)

- Mal dimensionado de las áreas a excavar
- Voladura Sobrecargada
- Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca
- Inapropiada selección del explosivo, según el tipo y condición de la roca

Esta tiene un efecto negativo en cuanto a costos de limpieza (más horas de scoop), acarreo (más horas Dumper) y transporte (mayor tonelaje). Sin embargo, para controlar la sobre rotura se deben perforar más taladros en el contorno para reducir el daño al macizo rocoso, lo cual genera un costo extra de perforación.

Además, el costo de sostenimiento es directamente proporcional a la sobre rotura. Se debe tener en cuenta estos puntos para aplicar voladura controlada en los contornos.

El uso de la voladura controlada es una medida de solución apropiada a este problema, lo cual permitirá reducir el porcentaje de sobre rotura a parámetros aceptables.



*Figura 27.* Esquema de la toma en la se presenta la sobre rotura. Tomado del “Informe sobre rotura 2015-CMH” p.210

## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

#### 3.1 Método y alcances de la investigación

##### 3.1.1 Método de la investigación

A) Método general o teórico de la investigación.

El método de la investigación en la estandarización de la malla de perforación para determinar la influencia en las sobre roturas en rocas Tipo IV, se realizarán en la Compañía Minera Raura, la cual fue el **Método Científico** donde se realizarán las investigaciones en el campo, labores de gabinete, utilizando criterios de recolección, revisión, análisis de los datos y determinar conclusiones en función a la influencia. (20)

B) Método específico de la investigación

El método específico fue de **Observación y Medición** ya que es un procedimiento mediante el cual a partir de hechos singulares se pasa a generalizaciones, con el propósito de analizar las variaciones de una malla de perforación y voladura para poder llegar a los factores y características que se encuentran fallando en el momento de la perforación, carguío de explosivos o la voladura que con lo cual se encontrara reducir la sobre ruptura de las cajas techo y hastiales en función a la aplicación del método teórico como respaldo. (20)

##### 3.1.2 Alcances de la investigación

A) Tipo de investigación

El tipo de **tipo aplicativo**, por la aplicación de conocimientos geológicos, teóricos de explosivos, diseño de mallas propuestas y el nuevo modelo matemático. El uso del conocimiento y los resultados de investigación

que da como resultado una forma rigurosa, organizada y sistemática de conocer la realidad. (21)

B) Nivel de investigación

El nivel es explicativo, porque como su nombre lo dice explica el comportamiento de una variable en función de otra; por ser estudios de causa-efecto. (22)

### 3.2 Diseño de la investigación

#### 3.2.1 *Diseño general de la Investigación*

El diseño de investigación es experimental y de corte longitudinal.

Cuyo esquema es:

#### 3.2.2 *Diseño específico de la Investigación*

El diseño de la investigación es experimental y de corte longitudinal  
Esquemáticamente es expresada de esta forma

GE <sub>ANTES</sub>		X		GE <sub>DESPUES</sub>

Donde:

GE<sub>ANTES</sub> = Grupo experimental antes de la aplicación

X= Estandarización de la malla de perforación y voladura

GE<sub>DESPUES</sub> = Grupo experimental después de la aplicación

### 3.3 Población y muestra

#### 3.3.1 *Población*

La Investigación se realizará en el interior mina, en labores de producción y/o avances con las condiciones ya planteadas de la Compañía Minera Raura.

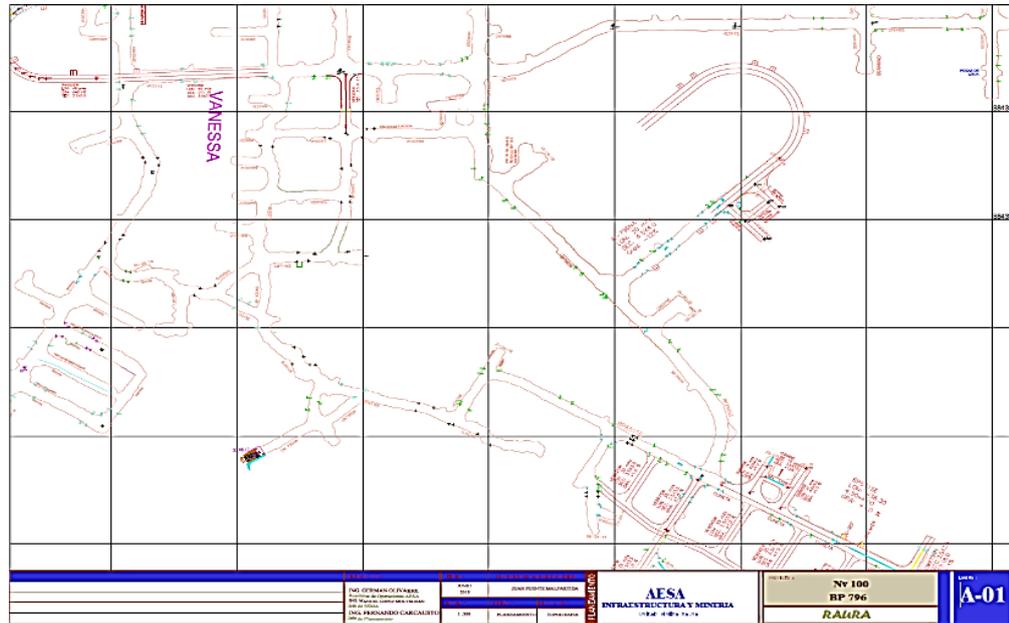


Figura 28. Plano de Nivel 100 localización de labor “muestra” labores AESA. AutoCAD.  
 Fuente: Topografía, Planeamiento, AESA Setiembre 2018 p.16

### 3.3.2 Muestra

Las investigaciones de la muestra se ejecutarán en el frente de labor GL651EE de sección 3.5m x 3.5m, ubicado en el nivel 100 denominado “AFE DE EXPLORACIÓN” la cual tiene como ingreso a una VE867SW de mismas dimensiones.

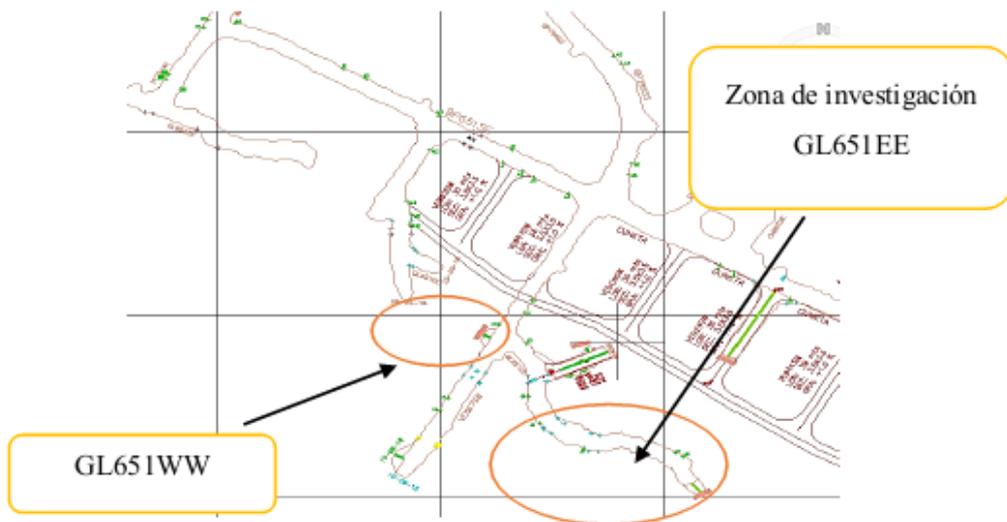


Figura 29: Plano de la GL651EE Y GL651WW. Topografía, Planeamiento, AESA Setiembre 2018 p.12.

### **3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

La técnica de recopilación de datos es la encuesta que utiliza un conjunto de procedimientos estandarizados de investigación mediante los cuales se recoge y analiza una serie de datos de una muestra de casos representativa de una población o universo más amplio, del que se pretende explorar. (23).

#### **3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos**

Se utilizará la recopilación de datos mediante la observación y la descripción de los acontecimientos producidos por cada voladura después de las perforaciones en periodos alternados de días, todo esto porque el ciclo de minado requiere un tiempo para la siguiente voladura, también para la comparación de hechos se realizara la toma de imágenes y la toma de datos cuantitativos que nos brindará el área de Planeamiento (en este caso Planeamiento Cía.) por último se evaluara y se hará la comparación de todos los métodos encontrados en las bibliografías relacionado a explotación minera y minería en general como parte del análisis de datos.

#### **3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos**

El instrumento a usar es la ficha observacional que es utilizado para recolectar datos, que consiste en un conjunto de preguntas respecto a una o más variables a medir, teniendo en cuenta los problemas de investigación. (23)

## **CAPÍTULO IV**

### **ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS**

#### **4.1. Resultados de la implementación estandarización de la malla de perforación y voladura**

##### **4.1.1. Identificación del macizo rocoso de calidad IV en las labores de la Compañía Minera Raura.**

Se identificó y describió en qué medidas el macizo rocoso de clase IV influye en la determinación de un diseño de malla de perforación para secciones de 3.5 m. x 3.5m. en la Compañía Minera Raura 2018

Para las características de solución de problemas se tomó en cuenta las condiciones y la calidad de la roca que nos brinda el área de geomecánica de la Compañía Minera Raura, las cuales presentaremos a detalle las condiciones para identificar las rocas de calidad IV, en este caso son específicos, pero tendremos la importancia de tener un estándar en este tipo de roca.

##### **A. Características Geológicas del Macizo Rocosó en la Zona de Muestreo – GL651EE:**

###### **a. Mineralización de la zona de muestreo y semejantes:**

Según el Departamento de geología de la Cia. Raura: “la mineralización económica se presenta con reemplazamiento de esfalerita, marmatita, galena, galena argentífera, calcopirita y freibergita. La mineralización de los cuerpos sigue un patrón de zoneamiento vertical y horizontal, con minerales de alta temperatura y baja movilidad, y minerales de baja temperatura y una mayor movilidad, como por ejemplo Cu > Zn > Pb > Ag.”

Muestra en campo y muestra presentada en laboratorio.



Figura 30. Representación mineralógica de minera. Elaboración Propia.

**B. Presencia mineralógica en la GL651EE y semejantes:**

**a. Presencia de mineral con valor económico en zonas de avance:**

- ❖ CALCOPIRITA ( $S_2CuFe$ ) se encuentra en forma masiva en cuerpos y diseminada en vetas, de color amarillo latón, de dureza 3.5 de fractura irregular y una raya de color verde oscuro, asociada a la esfalerita, pirita.
- ❖ GALENA ( $SPb$ ) se presenta en forma masiva y cubica, de color gris plomizo, de exfoliación perfecta, de dureza de 2.5 y con brillo metálico, asociada a la esfalerita, pirita y esporádicamente a la fluorita.
- ❖ ESFALERITA ( $SZn$ ) se presenta en forma masiva y cristalizada, de color pardo amarillento, de dureza 3.5, de fractura irregular y una raya de color amarillo parduzco; u se encuentra asociada a la calcopirita, galena y pirita.
- ❖ TETRAEDRITA  $S_3Sb_4$  (Cu, Fe, Zn, Hg, Ag) lo que predomina es la freibergita, rica en Ag, está presente en forma masiva en vetas como Esperanza, Torre de Cristal, Flor de loto y Gayco y en forma diseminada en cuerpos, de color negro grisáceo a negro, brillo metálico a submetálico, su raya es de color pardo rojiza, y se encuentra asociada a la galena y esfalerita. (14)

**b. Presencia de mineral sin valor económico:**

- ❖ PIRITA ( $SFe$ ) con abundante presencia masiva y cristalizada formando cuerpos de regular dimensiones, junto a los cuerpos y rellenando estrechas fracturas en vetas, de color amarillo latón, de dureza 6.0, brillo metálico, y se encuentra ubicado al Sur del distrito en contacto con la granodiorita.

- ❖ CALCITA ( $\text{Co}_3\text{Ca}$ ) presentada forma amorfa y cristalizada relleno de fracturas y vetillas, su color varía desde el blanco lechoso al cristalino transparente, brillo vítreo a terroso, de dureza 3.0 raya incolora, y es identificado rápidamente al entrar en reacción con el ácido clorhídrico.
- ❖ FLUORITA ( $\text{Fe}_2\text{Ca}$ ) se encuentra en forma masiva y algunas veces cristalizada, de color verde azulado, brillo transparente a traslucido, está asociado a la pirita.
- ❖ CUARZO ( $\text{SiO}_4$ ) es el mineral de menor predominancia, se presenta en forma masiva con un color blanco lechoso, en forma cristalizada con un color blanco hialino, y se le aprecia en la zona de Flor de Loto, Esperanza y Torre de Cristal.
- ❖ YESO ( $\text{S}_04\text{Ca}_2\text{H}_20$ ) este sulfato se encuentra en forma cristalizada y bastante desarrollado relleno de las fracturas y fisuras en vetas. (14)

**C. Comportamiento geomecánicas de las zonas con presencia de mineralización:**

Según las características geomecánicas en las labores donde se realizan trabajo de avance y que tengan las condiciones asociadas a una roca de calidad IV son donde hay presencia de cuerpos mineralizados, por tanto, para las pruebas se tomara como zona de experimentación en dichas zonas, en este caso como muestra tendremos la GL651EE, que está dentro del parámetro, a continuación, como influye en las resistencias a la compresión los minerales que se encuentran en el macizo rocoso:

Tabla 22. Resultados de roca con mayor presencia en labores de calidad IV

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A COMPRESIÓN (Kg/cm <sup>2</sup> )	DENSIDAD (Tm /m <sup>3</sup> )
Caliza	800-1.500	1,5 a 2,8
Esquisto	108-2.300	2,7 a 2,9
Granito alterado	108-1.450	2,5 a 2,6
Mármol	800-1.500	2,6 a 2,8
Yeso	40-430	2,2 a 2,3

Nota. Área de Geomecánica, AESA. U.M. Raura. Informe técnico p.11

En conclusión, los minerales oscilan entre 2.5 a 3.5 de dureza como parte de del macizo rocoso, generando una resistencia a la compresión entre 108- 1000 (Kg/cm<sup>2</sup>). También saber que es directamente proporcional a resultados de RMR para cálculo de sostenimiento de las labores. (14)

**D. Características del macizo rocoso en la zona de muestreo – GL651EE:**

En la Compañía Minera Raura se realiza pruebas geomecánicas de las labores en avance y producción para determinar el tipo de sostenimiento con los datos reportados en laboratorio.

**a. Ensayos de laboratorio**

En las siguientes pruebas, se debe considerar lo siguiente:

- Los datos obtenidos son de labores con similitudes características de la GL651EE, ya que para realizar los ensayos se lleva de labores específicas que tengan las mismas condiciones, por ello se El área de Geomecánica de la Compañía Minera Raura realizo ensayo de labores diferentes

Tabla 23. *Ensayos de propiedades físicas de zonas de muestra (SNO76 y SN690)*

Nivel	Código	Peso	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm <sup>2</sup> )	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )
SN_076	3	324.82	4.12	8.98	4400.00	330.04	32.37	2.71
SN_076	4A	395.27	4.11	8.34	11600.00	874.35	85.74	3.57
SN_076	4B	962.51	5.43	11.51	46400.00	2003.68	196.49	3.61
SN_690	6A	720.83	5.42	11.35	18800.00	814.83	79.91	2.75
SN_690	7A	891.84	5.38	11.54	45400.00	1997.10	195.85	3.40
SN_690	9A	323.56	4.12	8.96	7600.00	570.07	55.90	2.71

Nota: Departamento de Geomecánica, Cia Raura, U. M. Raura. Informe técnico p.2

Tabla 24. Ensayos de Propiedades Físicas de zonas de muestra (SN076 Y SN690)

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02. Los resultados son los siguientes:

Nivel	Código	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm <sup>3</sup> )	Densidad Saturada (gr/cm <sup>3</sup> )	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
SN_076	3	A	153.18	97.61	152.87	2.751	2.757	0.558	0.203
		B	120.65	76.81	120.36	2.745	2.752	0.661	0.241
		C	127.22	81.27	126.97	2.763	2.769	0.544	0.197
		D	101.16	64.47	100.93	2.751	2.757	0.627	0.228
		E	107.53	68.60	107.35	2.758	2.762	0.462	0.168
		<b>Promedio</b>	<b>2.754</b>	<b>2.759</b>	<b>0.571</b>	<b>0.207</b>			
SN_076	4A	A	256.16	186.65	254.65	3.664	3.685	2.172	0.593
		B	243.31	176.47	241.96	3.620	3.640	2.020	0.558
		C	221.07	158.94	219.63	3.535	3.558	2.318	0.656
		D	264.26	191.06	263.11	3.594	3.610	1.571	0.437
		E	201.32	145.68	200.43	3.602	3.618	1.600	0.444
		<b>Promedio</b>	<b>3.606</b>	<b>3.628</b>	<b>2.170</b>	<b>0.602</b>			
Nivel	Código	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm <sup>3</sup> )	Densidad Saturada (gr/cm <sup>3</sup> )	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
SN_690	7A	A	225.25	160.56	224.88	3.476	3.482	0.572	0.165
		B	180.97	128.00	180.77	3.413	3.416	0.378	0.111
		C	237.52	169.37	237.22	3.481	3.485	0.440	0.126
		D	184.92	131.95	184.65	3.486	3.491	0.510	0.146
		E	199.88	141.81	199.46	3.435	3.442	0.723	0.211
		<b>Promedio</b>	<b>3.458</b>	<b>3.463</b>	<b>0.525</b>	<b>0.152</b>			
SN_690	9A	A	93.05	59.40	92.90	2.761	2.765	0.446	0.161
		B	114.89	73.29	114.57	2.760	2.766	0.554	0.201
		C	138.87	88.69	138.66	2.763	2.767	0.418	0.151
		D	133.72	85.23	133.19	2.753	2.758	0.471	0.172
		E	115.36	73.62	115.17	2.759	2.764	0.455	0.165
		<b>Promedio</b>	<b>2.759</b>	<b>2.764</b>	<b>0.475</b>	<b>0.171</b>			

Nota: Departamento de Geomecánica, Cía. Raura, U. M. Raura. Informe técnico p.4

Características:

- ❖ El promedio de la densidad de la roca mineralizada es oscila entre 2.78- 3.48 gr/cm<sup>3</sup>.
- ❖ Zonas de desmonte esta entre 2.5 – 2.8 gr/m<sup>3</sup>.
- ❖ Zonas de mineral esta entre 3.4 – 3.5 gr/m<sup>3</sup>.

Observación:

- ❖ Según los ensayos el numero código 3 y 9A tienen RMR de entre 35- 40 que es de una calidad IV, diagnosticado en campo antes del ensayo.
- ❖ La resistencia a la compresión simple de una roca de calidad IV está entre 330 – 570 Kg/cm<sup>2</sup>.

**b. Recomendación por el área especializada.**

En nuestra muestra presentaremos una cartilla geomecánica con características:



*Figura 31.* Sostenimiento con shotcrete y malla en todas secciones de la labor (GL651EE).  
Elaboración Propia., U. M. Raura, operaciones.

Descripción: En la GL651EE se observa que se está trabajando con un tipo de sostenimiento denominado “shotcrete pesado” que se conforma con shotcrete de 3” + malla + hydrabolt, la cual nos indica que la roca es de calidad IV y que tiene dicha recomendación.

Tabla 25. Cartilla geomecánica de labor: GL651EE

<b>CARTILLA GEOMECANICA</b>								
<b>ÁREA</b> <b>DE PLANEAMIENTO</b> <b>DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA</b>	<b>100</b> <b>Nv.GL651EE</b> <b>MARGOT</b> <b>E.E AESA</b>							
<b><u>CLASIFICACION</u></b> <b><u>GEOMECANICA DEL MACIZO</u></b> <b><u>ROCOSO:</u></b>	<b><u>CARACTERISTICAS GEOMECANICAS</u></b> MALA (TIPO IVA )                      RMR = 32 GSI = IF/P-MP                              Q = 0.27							
<b><u>TIPO DE SOSTENIMIENTO :</u></b>	<b><u>RECOMENDACIONES DE SOSTENIMIENTO</u></b> Shotcrete 3" + Malla + Hydrabolt							
	Sostener con Shotcrete + Malla + Hydrabolt hasta el tope							
	<b>DIMENSIONAMIENTO DE LABOR</b>							
<b><u>ANCHO DE EXCAVACIÓN :</u></b>  <b><u>ALTURA DE EXCAVACIÓN*:</u></b>	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; text-align: center;"> <thead> <tr> <th style="width: 50%;">DIMENSIÓN SEGÚN PLAN DE MINADO</th> <th style="width: 50%;">DIMENSIÓN MÁXIMO SEGÚN CÁLCULO GEOMECÁNICO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>3.5 m</td> <td>4.12 m</td> </tr> <tr> <td>3.5 m</td> <td>3.52 m</td> </tr> </tbody> </table>		DIMENSIÓN SEGÚN PLAN DE MINADO	DIMENSIÓN MÁXIMO SEGÚN CÁLCULO GEOMECÁNICO	3.5 m	4.12 m	3.5 m	3.52 m
DIMENSIÓN SEGÚN PLAN DE MINADO	DIMENSIÓN MÁXIMO SEGÚN CÁLCULO GEOMECÁNICO							
3.5 m	4.12 m							
3.5 m	3.52 m							
	<b>OBSERVACIONES</b>							
	En zonas con alteración y presencia de agua se reforzará con shotcrete 4"							
	<b>SETIEMBRE 2018</b>							

Nota. Departamento de Geomecánica, Compañía Minera Raura, 2018 p.15.

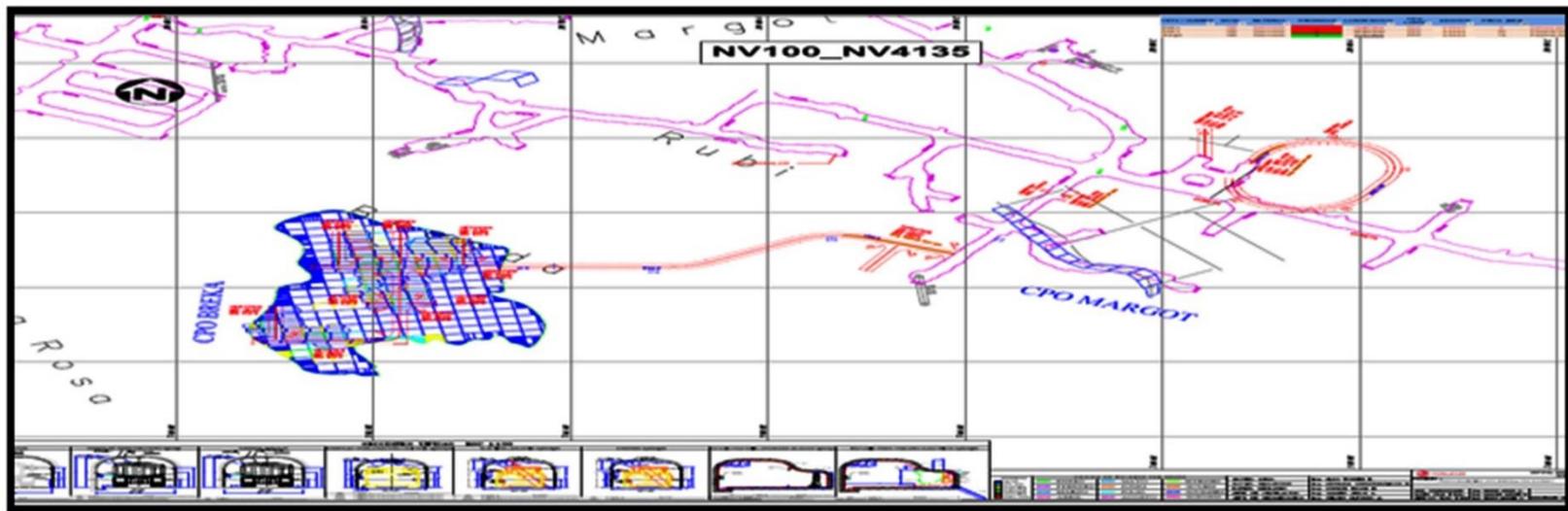


Figura 32. Cartilla geomecánica de labor: GL651EE Tomado del “Departamento de Geomecánica y Geológico Nv 100, Compañía Minera Raura”, 2018.

#### 4.1.2. Resultados Geomecánicos de la Zona de Muestreo

En las labores siguientes labores como VE874, SN076, SN690, GL651, VE721, VE722, VE710, BP710 en niveles de 100 a 200 en la Compañía Minera Raura, interior mina, las cuales cuenta en condiciones de preparación de secciones 3.5m x 3.5m, con la siguiente clasificación geomecánica.

Tabla 26. Características geomecánica de algunas labores en avance con un RMR 32 – 38, de calidad IV.

ÁREA DE PLANEAMIENTO DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA	<b>100</b> Nv.VE874NE RUBI E.E AESA	
<b>CARTILLA GEOMECANICA</b>		
<u>CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO</u> <u>ROCOSO:</u>	MALA (TIPO IVA ) GSI = IF/P	RMR = 36 Q = 0.42
ÁREA DE PLANEAMIENTO DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA	<b>150</b> Nv.VE721EE Breka E.E AESA	
<b>CARTILLA GEOMECANICA</b>		
<u>CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO</u> <u>ROCOSO:</u>	MALA (TIPO IVA ) GSI = IF/P	RMR = 38 Q = 0.52
ÁREA DE PLANEAMIENTO DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA	<b>100</b> Nv.GL651EE MARGOT E.E AESA	
<b>CARTILLA GEOMECANICA</b>		
<u>CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO</u> <u>ROCOSO:</u>	MALA (TIPO IVA ) GSI = IF/P-MP	RMR = 32 Q = 0.27
ÁREA DE PLANEAMIENTO DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA	<b>100</b> Nv.VE722EE Breka E.E AESA	
<b>CARTILLA GEOMECANICA</b>		
<u>CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO</u> <u>ROCOSO:</u>	MALA (TIPO IVA ) GSI = IF/P	RMR = 38 Q = 0.52
ÁREA DE PLANEAMIENTO DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA	<b>200</b> Nv.BP710SW BRENDA E.E AESA	
<b>CARTILLA GEOMECANICA</b>		
<u>CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO</u> <u>ROCOSO:</u>	MALA (TIPO IVA ) GSI = IF/P	RMR = 38 Q = 0.52
ÁREA DE PLANEAMIENTO DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA	<b>200</b> Nv.VE710NW BRENDA E.E AESA	
<b>CARTILLA GEOMECANICA</b>		
<u>CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO</u> <u>ROCOSO:</u>	MALA (TIPO IVA ) GSI = IF/P	RMR = 38 Q = 0.52

Nota. Plano Geomecánica, Tomado de la Superintendencia de planeamiento, Cia Raura 2018, p.12.

Según la tabla de valores del RMR y RQD. Veamos la tabla siguiente:

Tabla 27. Comparativa entre RMR y RQD

CLASE	CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO		ÍNDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS	
	CALIDAD DE LA ROCA	RMR	DESCRIPCIÓN DE VALORES	RQD (%)
<b>I</b>	muy buena	81 - 100	muy buena	91 - 100
<b>II</b>	buena	61 - 80	buena	76 - 90
<b>III</b>	regular	41 - 60	regular	51 - 75
<b>IV</b>	mala	21 - 40	mala	26 - 50
<b>V</b>	muy mala	0 - 20	muy mala	0 - 25

Nota: Elaboración Propia.

- ❖ Se puede concluir que las denominaciones para una clasificación RMR y RQD los autores lo dividen entre 5, clasificándolo entre la muy mala a la muy buena.
- ❖ Por ello podemos concluir, muy aparte de sus variables independientes de cada clasificación Geomecánica una relación directa entre los resultados nominales entre RMR y RQD. Así que cuando el departamento de geomecánica indica lo siguiente:

RQD:

- CLASIFICACION I = 91 – 100 (%).
- CLASIFICACION II = 76 – 90 (%).
- CLASIFICACION III = 51 – 75 (%).
- **CLASIFICACION IV = 26 – 50 (%).**
- CLASIFICACION V = 0 – 25 (%).

- ❖ En nuestro caso nuestro parámetro para una clasificación IV trabajaremos con un porcentaje de **RMR DE 38** por datos obtenidos por el departamento de Geomecánica de la Cía. Raura.

- ❖ En nuestro caso nuestro parámetro para una clasificación IV trabajaremos con un porcentaje de **RQD de 45%**, por motivo de mayoría de labores en Raura.
- ❖ También para la roca de calidad IV su resistencia a la **compresión simple varía entre 330 – 930 Kg/cm<sup>2</sup>**, basando nos en los resultados de laboratorio de la Cía. Raura, Departamento de Geomecánica en la Compañía Minera Raura.

#### **A. Mapeo geomecánica para identificación de la calidad de roca en el Nv. 50 – 100 – 200 (zona baja) interior mina, en la Compañía Minera Raura.**

A continuación, presentaremos el proceso de mapeo para la identificación de la calidad de roca en las labores de operación de la empresa especializada Administración de Empresas S. A.

##### **A.1. Principio para determinación de RMR del macizo roco en U. M. Raura:**

- ❖ Dentro de las operaciones de la empresa especializada, los operadores, ayudantes (Jumbo, Bolter, Scoop, etc) para identificar en las zonas de trabajo realizan el mapeo para identificar con que calidad de roca están trabajando, por ello usaremos como un factor importante la determinación que realizan ellos por el mismo hecho que son quienes están día a día y también son ejecutores de los trabajos en el frente de la labor.
- ❖ Para ello utilizan la “TABLA GEOMECANICA versión 5.0” que proporciona información general de cambio recordando que la tabla GSI, es el índice de resistencia geológica, pero muy práctico en el uso día a día en las operaciones subterráneas en la Compañía Minera Raura.



Figura 33. Geomecánica Vr.5.0. Tomada del Departamento de Geomecánica, Compañía Minera Raura 2018 p. 1

## A.2. Determinación según de la calidad de roca en campo:

- ❖ A continuación, presentaremos el proceso de identificación de RMR según la tabla en labores de avance en la Compañía Minera Raura:

✚ Identificación del frente y zona de muestreo.



✚ Seguir el procedimiento propuesto por Cia. Raura.



*Figura 34.* Mapeo Geomecánica para determinar RMR en una roca de calidad IV. Elaboración Propia, Operaciones, U. M. Raura.

- ❖ Resultados del mapeo Geomecánica en campo: A continuación, se presentará los resultados de campo en zonas de muestra que tengan con características semejantes usando la TABLA GSI Y TABLA GEOMECANICA RMR para el tipo de sostenimiento:

Labores con calidad IV-A:

- GL651EE= IF/P-MP , RMR: 30-40.
  - Roca intensamente fracturada pobre
- VE721EE = IF/P-MP , RMR: 30-40
  - Roca intensamente fracturada pobre

<b>INDICE G.S.I.</b>	<b>INDICE RMR</b>	
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA (F/B)	70 - 80	<b>TIPOS DE FRACTURAMIENTOS</b> <b>FRACTURADO (F)</b> 6-10 fracturas/m.
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR (F/R)	60 - 70	
MODERADAMENTE FRACTURADA / POBRE (F/P)	50 - 60	<b>MUY FRACTURADO (MF)</b> 11-20 fract./m.
MUY FRACTURADA / BUENA (MF/B)	60 - 70	
MUY FRACTURADA / REGULAR (MF/R)	50 - 60	<b>INTENSAMENTE FRACTURADO (IF)</b> >20 fract./m.
MUY FRACTURADA / POBRE (MF/P)	40 - 50	
MUY FRACTURADA / MUY POBRE (MF/MP)	30 - 40	
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR (IF/R)	40 - 50	<b>TRITURADA O BRECHADA (T)</b>
INTENSAMENTE FRACTURADA / POBRE (IF/P)	30 - 40	
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (IF/MP)	20 - 30	
TRITURADO O BRECHADO / REGULAR (T/R)	30 - 40	
TRITURADO O BRECHADO / POBRE (T/P)	20 - 30	
TRITURADO O BRECHADO / MUY POBRE (T/MP)	10 - 20	

- SN076NN Y SS = IF/P-R , RMR: 30-40

Figura 35. Metodología de aplicación, Consideraciones del uso de tabla GSI. Tomada de Tablas Geomecánicas versión 5.0 - 2018, Compañía Minera Raura p. 13.

Resumen:

- ❖ Según los procedimientos en el Anexo ###, se puede concluir que las condiciones de las zonas de muestras tienen un alto grado de fracturamiento con muy poca presencia de agua, son labores en avance, pero con alta presencia de material mineralizado, realizando que estas labores tengan un RMR bajo.
- ❖ Dichos resultados son obtenidos empíricamente por todos los trabajadores en el momento de laboreo, teniendo en cuenta que no es con total precisión, pero nos da un índice parcial para realizar los trabajos, en caso de voladura para determinar la cantidad explosivo a usar y los número de taladros repartidos en el frente.
- ❖ A continuación, la zona de muestra GL651EE, a detalle.



CLASIFICACION GEO MECANICA DEL MACIZO ROCOSO:		CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS	
MALA (TIPO IVA )		RMR = 38	
GSI = 1F/P		Q = 0.52	

Figura 36. Características del macizo rocoso en la GL651E según GSI. Elaboración Propia., U. M. Raura, operaciones.

- ❖ Descripción: En la imagen se identifica una roca de calidad IV, por las condiciones del terreno, con presencia de roca triturada y diaclasadas con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares (RDQ = 0 –20 y 25), con clastos varían entre 15 mm. de diámetro, hasta planchones de 0.5 Tn, esto a causa de que el macizo rocoso mineralizado, Este tipo de estructura es más recurrente en labores con alto contenido de mineral.

A continuación, se realiza una relación entre el GSI en campo con RQD para determinar un rango de RQD para referencia en las labores.

Tabla 28. Comparativa entre GSI y RQD.

	ESTRUCTURAL (GSI)		ÍNDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS	
CLASE	ESTRUCTURA DE LA ROCA	Fractura por metro	DESCRIPCIÓN DE VALORES	RQD (%)
1	Fracturado	6-10	muy buena	51 - 75
2	Muy fracturado	11- 20	buena	26 - 50
3	Intensamente fracturado	más de 20	regular	0-25
4	Triturada o brechada	Indeterminado	mala	SIN RQD

Nota: Elaboración Propia.

**B. Resultados en laboratorio para determinación con prueba no destructiva en una muestra del macizo rocos considerado de calidad IV.**

**a. Características generales de la muestra.**

En la Compañía Minera Raura, las zonas donde están considerados rocas de calidad IV, son mayor mente en zonas de producción por ello, la muestra se tomará de una zona en donde se encuentra mineralizada, a continuación, características de la muestra

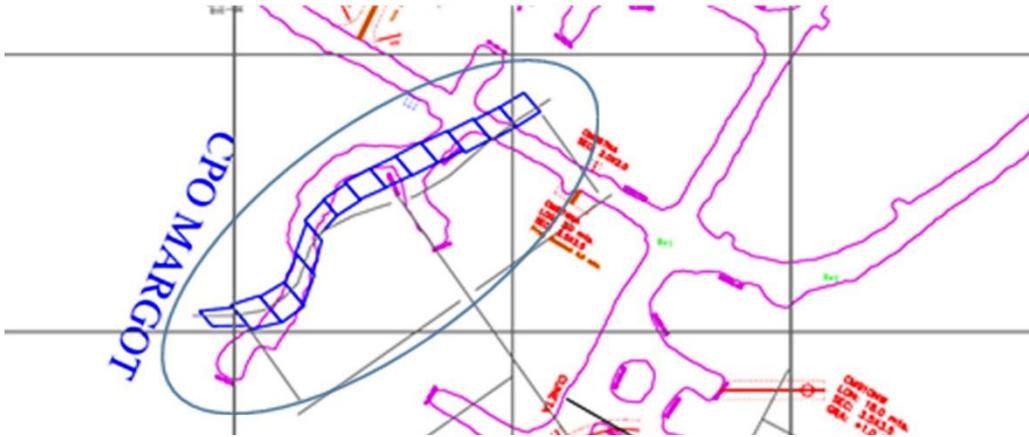


Figura 37. Características de la muestra (A). Elaboración propia

Descripción: GL651EE, como se muestra en las imágenes se obtienen las muestras en campo, donde las condiciones de terreno nos dan unas características geomecánicas desfavorables y geológicamente mineralizadas.

A continuación se presenta el momento donde la muestra es llevada a laboratorio para realizar las pruebas de resistencia a la compresión NO INVASIVO.

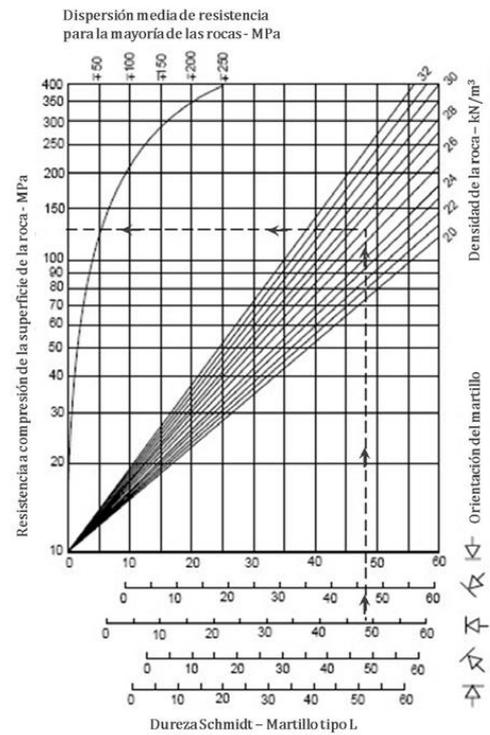


Figura 38: Características de la muestra (B). Elaboración propia

En la imagen 42 muestra que con el MARTILLO SCHMIDT se tomó los datos en la escala de rebote para luego determinar los Kg/cm<sup>2</sup>

Para que los resultados sean válidos se toma una muestra de golpes de 20, eliminando los 4 mayores y menores resultados, para luego sacar un promedio el promedio en este caso nos salió = 34.6 demostrados en el siguiente Grafico N° 10.

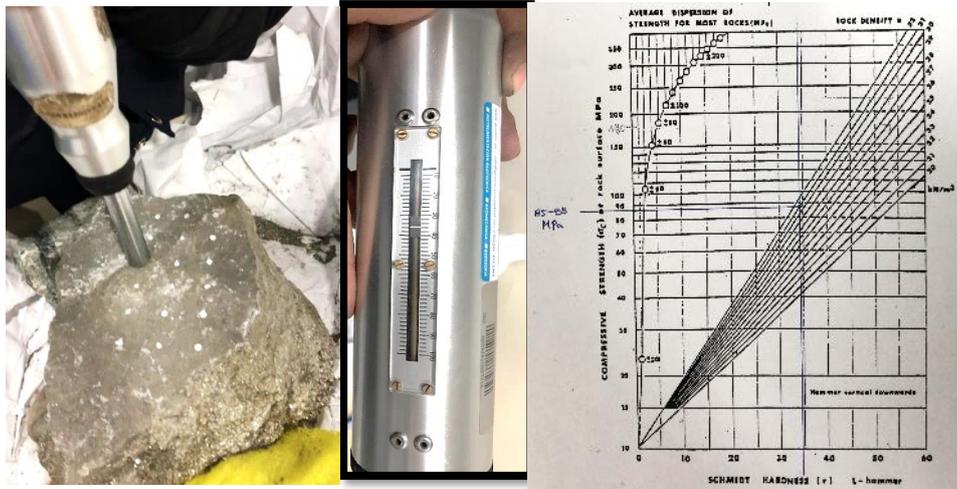


Figura 39: Características de la muestra (C).Elaboración propia

**b. Resultados finales en Kg/cm<sup>2</sup> de la roca de calidad IV en labores de avance en la Compañía Minera Raura.**

- ❖ Según lo recomendado del departamento de Geomecánica de la Compañía minera Raura nos da un indicador de:

Rocas con RMR IV = GL651EE se estima una Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm<sup>2</sup>) entre 330.04 – 570.07 – 874.35.

Promedio = **591.49 kg/cm<sup>2</sup>.**

- ❖ Según las pruebas con el Martillo Schmidt en la figura 7. de Antonio Lozano en “MARTILLO SCHMIDT (ESCLERÓMETRO)” en el 2009.

Nº pruebas= 20 Golpes.

Promedio en la escala de rebote = 34.8

Entonces: según la tabla nos da el siguiente resultado entre 85-88 Mpa

Resistencia a la compresión simple = **866.76 kg/cm<sup>2</sup>.**

- ❖ Para nuestros resultados y trabajar con la formula “Áreas de Influencias” consideraremos el Promedio General, datos brindados por Geomecánica Cia. Ruara y el Análisis por pruebas con el Martillo Schmidt.

**Promedio general = 729.125 kg/cm<sup>2</sup>.**

## 4.2 Cálculo del número de taladros usando el modelo matemático áreas de influencias para una sección 3.5m x 3.5m en una roca de clase iv.

### A. Generalidades del lugar de muestreo:

En la Compañía Minera Raura, Las operaciones son en GL651EE con Jumbo electrohidráulico de 01 brazo, para una sección de 3.50m x 3.50m y un avance máx. de 3.1m a 3.2 m. por disparo (considerando que es el avance que se realiza en el campo, por condiciones de terreno), para ello se realizará con datos de campo y condiciones donde la empresa especializada Administración de Empresas S.A.C –AESA I&M ejecuta dichos trabajos.

A continuación, se presentará las características y condiciones del lugar de muestra para determinar el área de influencia:

- Diámetro de taladro = **45mm.**
- Longitud de barra = **14 pies.**
- Eficiencia de Perforación = **90%**
- Explosivo: EXSA
  - SemEXSA 65% 1 1/2"x12"
  - SemEXSA 65% 1 1/8"x7"
  - SemEXSA 45% 7/8"x7"
  - Emulex 65% 1 1/2"x12"
  - Emulex 65% 1 1/4"x12"
  - Gelatina 75% 1 1/8"X8"
  - Gelatina 75% 1 1/2"X12"
- Accesorio: EXSA
  - Guía de 14 pies
  - Exanel de 4.8m
  - Mecha rápida
  - Pentacord

○ Macizo rocoso:

- RQD = 0.4 (40%)
- RMR = 38
- Resistencia a la Compresión Simple= 729.125 kg/cm<sup>2</sup>.

## **B. Resultados de burden nominal por zona de influencia en una labor de sección de 3.5m x 3.5m en un macizo rocoso de calidad IV**

La base teórica principal para la aplicación del Área Nominal en la aplicación para un nuevo diseño de malla de perforación.

En el análisis para crear un nuevo diseño de malla de perforación y voladura se utiliza el modelo matemático “AREAS DE INFLUENCIAS” propuesto por Rene Wilfredo Ojeda Mestas en “diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia”; porque su principal característica de esta fórmula es condiciones de la estructura del macizo rocoso como una variable para el cálculo; a continuación, la formula general: (11)

$$A_n = \emptyset * \left( \frac{PoD_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

Donde:

- $A_n$  = Diámetro del área de influencia nominal (m).
- $\emptyset$  = Diámetro del taladro (m).
- $PoD_{tal}$  = Presión de detonación en el taladro (Kg/cm<sup>2</sup>)
- RQD = Índice de calidad de la roca
- $\sigma_r$  = Resistencia a la compresión de la roca o mineral, (Kg/cm<sup>2</sup>)
- $F_s$  = Factor de seguridad

## **C. Análisis de la aplicación del modelo matemático para el grafico de la malla de perforación y voladura.**

- Para dichos cálculos nos basaremos principalmente estándar para secciones de 3.5m x 3.5m con una longitud de perforación de 13 pies para una roca de Calidad IV y a los explosivos que se utilizan según zona de salida de la voladura.

- Según el estándar y los procesos de cargado de frentes, utilizaremos explosivos de EXSA como: Emulsiones y dinamitas, basándonos a los recursos dados por la Compañía.
- A continuación, se presentará a detalle los resultados de los cálculos para determinar el burden nominal y así armar una nueva malla de perforación usando el modelo matemático propuesto.

#### **4.2.1 Parámetros generales para el cálculo del modelo matemático:**

##### **A. Datos generales:**

- Macizo rocoso= IV
  - RMR = Clase IV
  - RQD = 40 %
  - $\sigma_r$  = **729.125 kg/cm<sup>2</sup>.**
- Longitud de Perforación = 13 pies
- Diámetro de Perforación = 45 mm
- Sección de labor = 3.5m x 3.5m
- Explosivos = EXSA.

**B. Explosivos usados en la Compañía Minera Raura.**

Tabla 29. Características principales de los explosivos usados en la U.M. Raura

<b>Explosivos: Dinamitas EXSA</b>	<b>Peso/ cartucho (Kg)</b>	<b>Diametro Cartucho (m)</b>	<b>Long. Cartucho (m)</b>	<b>PoD (Kbar)</b>	<b>VoD (m/s)</b>	<b>Densidad (g/cm3)</b>
<b>SemEXSA 65% 1 ½"x12"</b>	<b>0.368</b>	0.038	0.305	94	4200	1.12
<b>SemEXSA 65% 1 1/8"x7"</b>	<b>0.123</b>	0.029	0.178	94	4200	1.12
<b>SemEXSA 45% 7/8"x7"</b>	<b>0.079</b>	0.022	0.178	87	3800	1.08
<b>Emulex 65% 1 ½"x12"</b>	<b>0.391</b>	0.038	0.305	84	5000	1.12
<b>Emulex 65% 1 ¼"x12"</b>	<b>0.260</b>	0.032	0.305	84	5000	1.12
<b>Gelatina 75% 1 1/8"X8"</b>	<b>0.174</b>	0.029	0.203	157	5500	1.38
<b>Gelatina 75% 1 ½"X12"</b>	<b>0.446</b>	0.038	0.305	157	5000	1.38

Nota. Elaboración propia

Tabla 30. EXSAneles para sección 3.5m x 3.5m (4.8 m)

<b>NUMERO DE EXSANELES</b>	<b>TIEMPO DE RETARDO (m/s)</b>
EXSANEL N° 1	25
EXSANEL N° 10	250
EXSANEL N° 20	500
EXSANEL N° 48	1200
EXSANEL N° 92	2400
EXSANEL N°120	3000
EXSANEL N° 140	3500
EXSANEL N° 180	4500
EXSANEL N° 220	5500
EXSANEL N° 288	7400
EXSANEL N° 340	8500
EXSANEL N° 400	10000

Nota: Elaboración propia

Tabla 31. Accesorios usados en la Compañía Minera Raura:

<b>Explosivos</b>	<b>Unid</b>
<b>Guía de 14 pies</b>	Pza.s.
<b>Exanel de 4.8m</b>	Pza.s.
<b>Mecha rápida</b>	cm
<b>Pentacord</b>	m
<b>Tacos de Arcilla</b>	

Nota: Elaboración propia

**C. Resumen de explosivos usados en campo por taladro según salida en operaciones:**

Dichos datos son tomados del resumen y promedio de explosivos usados por taladro en las operaciones de la empresa especializada "Administración de Empresa S.A.C." en labores de avance de secciones de 3.50x3.50 m en un macizo rocoso de calidad IV.

**C.1. Arranque:**

Tabla 32: *Explosivos usados por taladros de arranque en las operaciones de la empresa especializada*

ARRANQUE	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total. Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	10	3.68	70	25.74
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>10</b>	<b>3.68</b>	<b>70</b>	<b>25.74</b>

Nota: Elaboración propia

**C.2. Cuadradores:**

Tabla 33: *Explosivos usados por taladros cuadradores en las operaciones de la empresa especializada*

CUADRADOR	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total. Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	17	2.08	68	8.33
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>17</b>	<b>1.34</b>	<b>68</b>	<b>8.33</b>

Nota: Elaboración propia

### C.3. Producción:

Tabla 34: Explosivos usados por taladros de producción en las operaciones de la empresa especializada

PRODUCCION	ROCA TIPO IV			
Explosivos	Total. Und.	TOTAL (Kg).	Cart. Total	KG. Total
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	17	2.08	136	16.67
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>17</b>	<b>2.08</b>	<b>136</b>	<b>16.67</b>

Nota Elaboración propia

### C.4. Hastiales:

Tabla 35: Explosivos usados por taladros de los hastiales en las operaciones de la empresa especializada

HASTIALES	ROCA TIPO IV			
Explosivos	Total. Und.	TOTAL (Kg).	Cart. Total	KG. Total
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	17	1.34	68	5.38
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>17</b>	<b>1.34</b>	<b>68</b>	<b>5.38</b>

Nota. Elaboración propia

### C.5. Corona:

Tabla 36: Explosivos usados por taladros de la corona en las operaciones de la empresa especializada

CORONA	ROCA TIPO IV			
Explosivos	Total. Und.	TOTAL (Kg).	Cart. Total	KG. Total
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	11	0.95	60	4.35
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>11</b>	<b>0.95</b>	<b>60</b>	<b>4.35</b>

Nota: Elaboración propia

\*ojo: El uso de Pentacord es recomendable en los taladros de la corona (voladura controlada) para reducir la sobre rotura.

### C.6. Arrastre:

Tabla 37. Explosivos usados por taladros del arrastre en las operaciones de la empresa especializada

ARRASTRE	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total. Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	10	2.60	50	13.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>10</b>	<b>2.60</b>	<b>50</b>	<b>13.00</b>

Nota: Elaboración propia

### D. Resumen general de explosivos usados en un frente de 3.50 x 3.50 para u macizo rocoso de calidad IV:

Tabla 38. Explosivos usados en un frente de 3.50 x 3.50 para u macizo rocoso de calidad IV:

Explosivos	Total. Und.	TOTAL (Kg).
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	70	25.74
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	204	25.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	123	9.73
Emulex 65% 1 1/4"x12"	50	13.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00
<b>total</b>	<b>447</b>	<b>73.46</b>

Nota: Elaboración propia

#### 4.2.2 Cálculo para el Burden Nominal en el Arranque y Ayudas (DETALLADO):

- ❖ Como explosivo se utilizará el **SemEXSA 65% 1 1/2"x12"**, según este dato se puede obtener las siguientes variables:

Tabla 39: Explosivo se utilizará el SemEXSA 65% 1 ½"x12"

Explosivos: Dinamitas EXSA	Peso/ cartucho (Kg)	Diámetro Cartucho (m)	Long. Cartucho (m)	PoD (Kbar)	VoD (m/s)	Densidad (g/cm3)
<b>SemEXSA</b> <b>65% 1</b> <b>½"x12"</b>	0.368	0.038	0.305	94	4200	1.12

Nota: Elaboración propia

#### A. Presión de detonación:

- a) Formula general: En el siguiente proceso de detallar el desarrollo para determinar la presión de detonación del explosivo usando la formula general:

$$PoD = \rho_e * \frac{VoD^2}{4} * 10^{-5} \dots\dots(Kbar)$$

Donde:

$$\rho_e = 1.2 \text{ (g/cm3)}$$

$$VoD = 4200 \text{ (m/s)}$$

Reemplazando:

$$PoD = 1.12 * \frac{4200^2}{4} * 10^{-5}$$

$$PoD = 49.392 \text{ Kbar}$$

- b) Según las características técnicas proporcionadas por los afiches en el Portafolio de Productos y Servicios de EXSA, dos indica la presión de detonación como dato que es:

$$PoD = 94 \text{ Kbar}$$

Ojo: este dato fue obtenido por programas de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

- c) Presión de detonación usado para la formula se considerará la siguiente:

$$PoD = 94 \text{ Kbar}$$

Esto por motivos que son datos proporcionados por pruebas.

### B. Factor de carguío:

Dicha fórmula nos proporciona el porcentaje de volumen carga de explosivo al volumen del taladro. También si se necesita saber cuánto de explosivo entra por taladro se debe de multiplicar el volumen del explosivo por la densidad de esta; a continuación, el factor de carguío:

a) Formula general:

$$F_c = \frac{V_c}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Donde:

$$\begin{aligned} L_{tal} &= 3.962 \text{ m} \\ \phi_{tal} &= 0.045 \text{ m} \\ L_e &= 0.305 \text{ m} \\ \phi_e &= 0.038 \text{ m} \\ N_{cartuchos} &= 11 \text{ (1 para carga de fondo).} \end{aligned}$$

Reemplazando:

$$F_c = \frac{0.038^2 * 0.305 * 10}{0.045^2 * 3.962}$$
$$F_c = 0.551 = 55\%$$

### C. Acoplamiento:

Es importante considerar que el acoplamiento está en función al diámetro del explosivo y del taladro, considerando que tiene que ser menor a 1.

a) Formula general:

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

Reemplazando:

$$A_e = \frac{0.038}{0.045}$$
$$A_e = 0.8467 = 84.67\%$$

### D. Longitud de carga del explosivo:

Antes de sacar la longitud de carga, hallaremos el Volumen del Explosivo por taladro y Volumen del Explosivo por taladro acoplado.

a. *Longitud de carga*: Se tomará como fórmula general la propuesta en el marco teórico, por lo tanto, para la longitud de carga se sumará la longitud de carga de fondo (1 cartucho) y de columna (10 cartuchos).

▪ Longitud de Carga de fondo:

$$L_c = \left( \frac{\varnothing_e}{A_e * \varnothing_{tal}} \right)^2 * L_e * \left( \frac{N^{\circ}_c}{tal} \right)$$

Reemplazando:

$$L_{c.f.} = \left( \frac{0.038}{0.8467 * 0.045} \right)^2 * 0.305 * 1$$

$$L_{c.f.} = 0.305 \text{ m}$$

▪ Longitud de carga de columna:

$$L_{c.c.} = \left( \frac{0.038}{0.8467 * 0.045} \right)^2 * 0.305 * 9$$

$$L_{c.c.} = 2.743 \text{ m}$$

▪ Longitud de carga total:

$$L_{carga} = 3.048 \text{ m}$$

b. Volumen del explosivo:

$$V_e = \frac{\pi * \varnothing_e^2}{4} * L_e * \left( \frac{N^{\circ}_c}{tal} \right)$$

Donde:

$$\left( \frac{N^{\circ}_c}{tal} \right) = 10 \text{ cartuchos por taladro}$$

Reemplazando:

$$V_e = \frac{\pi * 0.038^2}{4} * 0.3048 * 10$$

$$V_e = 0.00347 \text{ m}^3$$

c. Volumen del Explosivo acoplado: en este caso se realizará la demostración para determinar el volumen con acoplamiento.

$$V_e = \frac{\pi * \varnothing_{Ae}^2}{4} * L_c$$

$$\varnothing_{Ae} = A_e * \varnothing_{tal}$$

Donde:

$\phi_{Ae}$  = Diámetro del acoplamiento del explosivo

Reemplazando:

$$\phi_{Ae} = 0.8467 * 0.045$$

$$\phi_{Ae} = 0.0381$$

Reemplazando:

$$V_e = \frac{\pi * 0.0381^2}{4} * 3.048$$

$$V_e = 0.00347 \text{ m}^3$$

### E. Presión de detonación del taladro:

Para determinar la presión de detonación en el taladro se realiza por presiones parciales; en este caso, usaremos un solo explosivo como carga de fondo así que la presión de taladro está en función a una sola, pero para casos prácticos diferenciaremos la longitud de fondo (1 cartucho) y columna (10 cartuchos) por separados. Para ello se calcularemos primero el factor de carguío de fondo y de columna.

a. Factor de carguío de carga de fondo:

$$F_{c.f.} = \frac{V_{cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ef}^2 * N_{cartuchos \ de \ fondo}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_{ef}^2 * L_{c.f.}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Reemplazando:

$$F_{c.f.} = \frac{0.00035}{0.0063} = \frac{0.0381^2 * 0.3048}{0.045^2 * 3.96}$$

$$F_{c.f.} = 0.0551 = 5.51\%$$

b. Factor de carguío de carga de columna:

$$F_{c.c.} = \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ec}^2 * L_{cc} * N_{cartuchos \ de \ columna}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_{ef}^2 * L_{c.c.}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Reemplazando:

$$F_{c.c.} = \frac{0.00347}{0.0063} = \frac{0.0381^2 * 2.7432}{0.045^2 * 3.96}$$

$$F_{c.c.} = 0.4963 = 49.63\%$$

c. Determinando la presión de detonación del taladro:

$$PoD_{tal} = P_{cc} + P_{cf}$$

Por ello tenemos que:

$$P_{cc} = PoD_{cc} * F_{cc}$$

$$P_{cf} = PoD_{cf} * F_{cf}$$

Reemplazando:

$$PoD_{tal} = (PoD_{cc} * F_{cc}) + (PoD_{cf} * F_{cf})$$

$$PoD_{tal} = (94 * 0.4963) + (94 * 0.0551)$$

$$PoD_{tal} = (46.650) + (5.183)$$

$$PoD_{tal} = 51.833 \text{ Kbar.}$$

Si: 1 Kbar= 1019.71621 kg/cm<sup>2</sup>

Entonces:

$$PoD_{tal} = 52855.325 \text{ Kg/cm}^2$$

#### F. Identificación del factor de seguridad:

- ❖ En la página 35, del “DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SUBTERRÁNEA APLICANDO UN MODELO MATEMATICO DE AREAS DE INFLUENCIA” de Rene Wilfredo Ojeda Mestas; menciona que los datos obtenidos en capo nos dan los siguientes factores de seguridad:

Tabla 40: *Factor de Seguridad*

APLICACIÓN	ARRANQUE	AYUDA	SUB AYUDA	CONTORNOS	TAJEO
F <sub>s</sub>	6	5	4	3	2

Nota: Elaboración propia

- ❖ En la Compañía Minera Raura, tendremos los siguientes factores de seguridad denominados, dichos datos fueron sacados en nuestra zona de muestra (GI651EE de sección 3.5m x 3.5m) de una calidad de roca IV, denominado por el Área de Geomecánica de Compañía.

Tabla 41: *Factores de seguridad en la Compañía Minera Raura*

APLICACIÓN	ARRANQUE	CUADRADORES	PRODUCCIÓN	ARRASTRE	HASTIALES	CORONA
F <sub>s</sub>	9	6	4	5	2.5	2

Nota: Elaboración propia

- ❖ Para determinar los datos se considera los datos obtenidos por el Área de Perforación y Voladura de la Empresa especializada ADMINISTRACION DE EMPRESAS S.A.C. donde solo se cambiaron los datos en las zonas donde se realizan la Voladura Controlada en Hastiales y Corona.

Resultado:

**Factor de Seguridad (Arranque) = 9.**

**G. Resultado final para el burden nominal:**

A continuación, se dará a conocer el resultado final, después de obtener los datos de las variables requeridas del modelo matemático

$$B_n = A_n = \phi * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.45 * \left( \frac{52855.33}{9 * 729.125 * 0.40} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.95 \text{ m}$$

$$B_i = B_n * 0.9$$

- ❖ OJO= Donde 10 % es reducida por la desviación de taladros nombrados en la teoría "Áreas de Influencia" y asignado por el porcentaje común en las operaciones de Avance en la Compañía Minera Raura.

$$B_i = 0.86 \text{ m.}$$

$$B_i = 0.86 \pm 2.5\% \text{ m.}$$

- ❖ OJO= 2.5 % margen de error en el momento del pintado y la separación de los taladros.

#### 4.2.3 Cálculo para el Burden Nominal en el Cuadradores (resumen).

A. Características del Explosivo usado en la Compañía Minera Raura:

Tabla 42. Explosivos Dinamitas EXSA

Explosivos: Dinamitas EXSA	Peso/ cartucho (Kg)	Diámetro Cartucho (m)	Long. Cartucho (m)	PoD (Kbar)	VoD (m/s)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )
<b>SemEXSA 65% 1 1/8"x7"</b>	0.123	0.029	0.178	94	4200	1.12

Nota. Elaboración propia

B. Otras variables importantes:

Tabla 43: Otras Variables

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Factor de carguío</b>	$F_c$	31	Porcentaje
<b>Acoplamiento</b>	$A_e$	63.5	porcentaje
<b>Longitud de carga del explosivo</b>	$L_c$	3.02	m
<b>Volumen del Explosivo</b>	$V_e$	0.00194	m <sup>3</sup> .

Nota: Elaboración propia

C. Variables usadas para la aplicación del modelo matemático:

Tabla 44. Variables para la aplicación del modelo matemático

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Presión de detonación del taladro</b>	$P_o D_{tal}$	29483.361	Kg/cm <sup>2</sup>
<b>Factor de Seguridad</b>	$F_s$	6	
<b>Diámetro de taladro</b>	$\emptyset$	0.4	m
<b>Resistencia a la compresión simple</b>	$\sigma_r$	729.125	Kg/cm <sup>2</sup>
<b>Índice de Calidad de Roca</b>	$RQD$	40	%

Nota: Elaboración propia

D. Reemplazando en la fórmula:

$$B_n = A_n = \phi * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.45 * \left( \frac{29483.631}{6 * 729.125 * 0.4} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.8 \text{ m.}$$

$$B_i = 0.72 \text{ m.} \pm 5\%$$

#### 4.2.4 Cálculo para el Burden Nominal en los taladros de Producción.

A. Características del Explosivo usado en la Compañía Minera Raura:

Tabla 45. Explosivos usados en la Compañía Minera Raura

Explosivos: Dinamitas EXSA	Peso/ cartucho (Kg)	Diámetro Cartucho (m)	Long. Cartucho (m)	PoD (Kbar)	VoD (m/s)	Densidad (g/cm3)
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0.123	0.029	0.178	94	4200	1.12

Nota: Elaboración propia

B. Otras variables importantes:

Tabla 46: Otras variables

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Factor de carguío</b>	$F_c$	31	Porcentaje
<b>Acoplamiento</b>	$A_e$	63.5	porcentaje
<b>Longitud de carga del explosivo</b>	$L_c$	3.02	m
<b>Volumen del Explosivo</b>	$V_e$	0.00194	m3.

Nota: Elaboración propia

C. Variables usadas para la aplicación del modelo matemático:

Tabla 47. Variables usadas para la aplicación del modelo matemático

VARIABLES	SIMBOL OGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Presión de detonación del taladro</b>	$P_o D_{tal}$	29483.361	Kg/cm <sup>2</sup>
<b>Factor de Seguridad</b>	$F_s$	4	
<b>Diámetro de taladro</b>	$\emptyset$	0.45	m
<b>Resistencia a la compresión simple</b>	$\sigma_r$	729.125	Kg/cm <sup>2</sup>
<b>Índice de Calidad de Roca</b>	$RQD$	40	%

Nota: Elaboración propia

D. Reemplazando en la fórmula:

$$B_n = A_n = \emptyset * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.45 * \left( \frac{29483.631}{6 * 729.125 * 0.4} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 1.2 \text{ m.}$$

$$B_i = 1.06 \text{ m.} \pm 5\%$$

#### 4.2.5 Cálculo para el Burden Nominal en el Hastiales (Voladura controlada)

A. Características del Explosivo usado en la Compañía Minera Raura:

Tabla 48. Explosivos Dinamitas EXSA

Explosivos: Dinamitas EXSA	Peso/ cartucho (Kg)	Diámetro Cartucho (m)	Long. Cartucho (m)	PoD (Kbar)	VoD (m/s)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )
<b>SemEXSA</b> <b>45%</b> <b>7/8"x7"</b>	0.079	0.022	0.178	87	3800	1.08

Nota: Elaboración propia

B. Otras variables importantes:

Tabla 49. *Otras variables*

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Factor de carguío</b>	$F_c$	19	Porcentaje
<b>Acoplamiento</b>	$A_e$	49.39	porcentaje
<b>Longitud de carga del explosivo</b>	$L_c$	3.023	m
<b>Volumen del Explosivo</b>	$V_e$	0.0117	m3.

Nota: Elaboración propia

C. Variables usadas para la aplicación del modelo matemático:

Tabla 50: *Variables usadas para la aplicación del modelo matemático*

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Presión de detonación del taladro</b>	$P_o D_{tal}$	16507.43	Kg/cm2
<b>Factor de Seguridad</b>	$F_s$	2.5	
<b>Diámetro de taladro</b>	$\emptyset$	0.45	m
<b>Resistencia a la compresión simple</b>	$\sigma_r$	729.125	Kg/cm2
<b>Índice de Calidad de Roca</b>	$RQD$	40	%

Nota: Elaboración propia

D. Reemplazando en la fórmula:

$$B_n = A_n = \emptyset * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.45 * \left( \frac{16507.43}{2.5 * 729.125 * 0.4} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 1.06 \text{ m.}$$

$$B_i = 0.96 \text{ m.} \pm 5\%$$

#### 4.2.6 Cálculo para el Barden Nominal en el Corona (Voladura Controlada)

A. Características del Explosivo usado en la Compañía Minera Raura:

Tabla 51: *Explosivos Dinamitas EXSA*

Explosivos: Dinamitas EXSA	Peso/ cartucho (Kg)	Diámetro Cartucho (m)	Long. Cartucho (m)	PoD (Kbar)	VoD (m/s)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0.079	0.022	0.178	87	3800	1.08

Nota: Elaboración propia

B. Distribución de los cartuchos dentro del taladro.

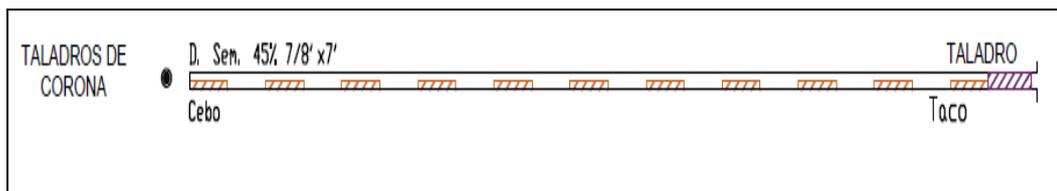


Figura 40. Separación de los cartuchos para la paliación de voladura controlada. Tomada del Estándar de P & V, Área de Perforación voladura, AESA I&M, 2018 p. 29

C. Otras variables importantes:

Tabla 52: *Otras variables*

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID.
Factor de carguío	$F_c$	11	%
Acoplamiento	$A_e$	49.39	porcentaje
Longitud de carga del explosivo	$L_c$	1.96	m
Volumen del Explosivo	$V_e$	0.0008	m <sup>3</sup> .

Nota: Elaboración propia

D. Variables usadas para la aplicación del modelo matemático:

Tabla 53: Variables usadas para la aplicación del modelo matemático

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID.
Presión de detonación del taladro	$P_o D_{tal}$	9710.25	Kg/cm <sup>2</sup>
Factor de Seguridad	$F_s$	2	
Diámetro de taladro	$\emptyset$	0.45	m
Resistencia a la compresión simple	$\sigma_r$	729.125	Kg/cm <sup>2</sup>
Índice de Calidad de Roca	$RQD$	40	%

Nota: Elaboración propia

E. Reemplazando en la fórmula:

$$B_n = A_n = \emptyset * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.45 * \left( \frac{10681.28}{2 * 729.125 * 0.4} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.87 \text{ m.}$$

$$B_i = 0.78 \text{ m.} \pm 5\%$$

#### 4.2.7 Cálculo para el Barden Nominal en el Arrastre.

A. Características del Explosivo usado en la Compañía Minera Raura:

Tabla 54. Explosivos Dinamitas EXSA

Explosivos: Dinamitas EXSA	Peso/ cartucho (Kg)	Diámetro Cartucho (m)	Long. Cartucho (m)	PoD (Kbar)	VoD (m/s)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0.260	0.032	0.305	84	5000	1.12

Nota: Elaboración propia

B. Otras variables importantes:

Tabla 55. Otras variables

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Factor de carguío</b>	$F_c$	38	Porcentaje
<b>Acoplamiento</b>	$A_e$	70.56	porcentaje
<b>Longitud de carga del explosivo</b>	$L_c$	3.048	m
<b>Volumen del Explosivo</b>	$V_e$	0.00241	m3.

Nota: Elaboración propia

C. Variables usadas para la aplicación del modelo matemático:

Tabla 56. Variables usadas para la aplicación del modelo matemático

VARIABLES	SIMBOLOGIA	RESULTADO	UNID. MEDIDA
<b>Presión de detonación del taladro</b>	$P_o D_{tal}$	32800.29	Kg/cm2
<b>Factor de Seguridad</b>	$F_s$	5	
<b>Diámetro de taladro</b>	$\emptyset$	0.45	m
<b>Resistencia a la compresión simple</b>	$\sigma_r$	729.125	Kg/cm2
<b>Índice de Calidad de Roca</b>	$RQD$	40	%

Nota: Elaboración propia

D. Reemplazando en la fórmula:

$$B_n = A_n = \emptyset * \left( \frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 0.45 * \left( \frac{32800.29}{5 * 729.125 * 0.4} + 1 \right)$$

$$B_n = A_n = 1.06 \text{ m.}$$

$$B_i = 0.95 \text{ m.} \pm 5\%$$

E. Resumen general del burden nominal:

- ❖ Burden ideal determinado por la fórmula matemática "Áreas de Influencias":

Tabla 57: *Áreas de Influencia*

<b>SECTOR</b>	<b>Burden Ideal</b>	<b>Und.</b>
<b>ARRANQUE</b>	0.86	m.
<b>CUADRADORES</b>	0.72	m.
<b>PRODUCCION</b>	1.06	m.
<b>HASTIALES</b>	0.96	m.
<b>CORONA</b>	0.78	m.
<b>ARRASTRE</b>	0.95	m.

Nota: Elaboración propia

F. Ojo: se debe tener en cuenta que en las operaciones en específico los frentes de Avance en secciones de 3.50 x 3.50 m. se genera un 5% de error al momento de pintado, por ello las distancias del burden pueden varias hasta  $\pm$  5%.

G. Parámetros del disparo:

Hay que considerar que dichos parámetros es un resumen común en operaciones minera, para uso práctico donde se muestra los factores de medición para realizar un frente o analizar los KPIs en el proceso de perforación y voladura presentados en el siguiente cuadro:

Tabla 58. *Parámetros de disparo*

<b>Eficiencia por avance</b>	<b>90</b>	<b>%</b>
<b>Avance</b>	3.57	m
<b>Volumen</b>	43.69	m3
<b>KG. Explosivos</b>	73.46	Kg
<b>Factor de Carga</b>	1.68	Kg/m3
<b>Factor Lineal</b>	20.60	Kg/m

Nota: Elaboración propia

Para datos prácticos en la Compañía Minera Raura. Los KPIs de producción y de un buen rendimiento en el proceso unitario se reflejan en uso de la cantidad de explosivo por volumen roto, en otras palabras, el Factor de Carga, por frente, si es igual  $\geq$  al 10% (es variable según Compañía Minera) se considerará una buena voladura, en caso contrario sea mayor será una mala voladura.

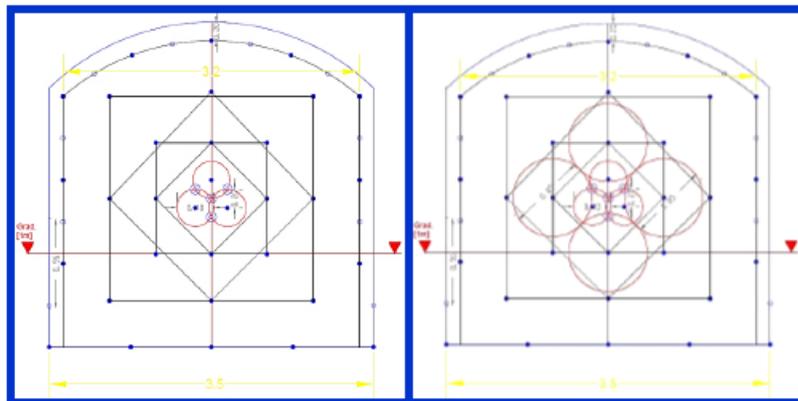
### 4.3 Distribución de los taladros para el nuevo estándar de malla de perforación y voladura utilizando áreas de influencias:

#### 4.3.1. Distribución de taladros en la nueva malla de perforación y voladura:

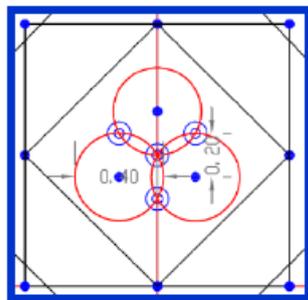
Dichos datos fueron comparados con los datos de campo y la fórmula propuesta con ayuda de herramientas digitales como Excel (cálculos numéricos) y AutoCAD (Diseño de la malla según resultados):

#### A. Arranque:

En este caso se tendrá muy en cuenta que en la Compañía Minera Ruara y por fines de Seguridad en el proceso de voladura se tiene un estándar definido, no solo para la compañía sino también por la empresa especializada Administración de Empresas S.A.C. que son de la siguiente manera:



- lado izquierdo: Arranque basado al estándar comprobado de las operaciones con 4 taladros rimados y 3 taladros cargados (0.4 m)
- Lado derecho: Las ayudas del arranque con las dimensiones propuestas por la fórmula "Áreas de influencias" en AutoCAD (0.85 m)



- Las dimensiones para este arranque tienen un Área Influyente de 0.4m. esto por motivos que los taladros rimados crean una cara libre y con 4 rimados se tiene el propósito de no cortar la secuencia del otro taladro al momento de iniciar el arranque.

Figura 41. Presentación de arranque y dimisiones. Elaboración Propia.

### Diseño de arranque (Estándar general):

Por lo ya mencionando anteriormente, consideraremos las dimensiones del arranque como un estándar y también los accesorios de perforación con las dimensiones, esto por condiciones de la Compañía Minera Raura, y el stock de material de perforación que se tiene en la empresa especializada “Administración de Empresas S.A.C. – AESA I&M”.

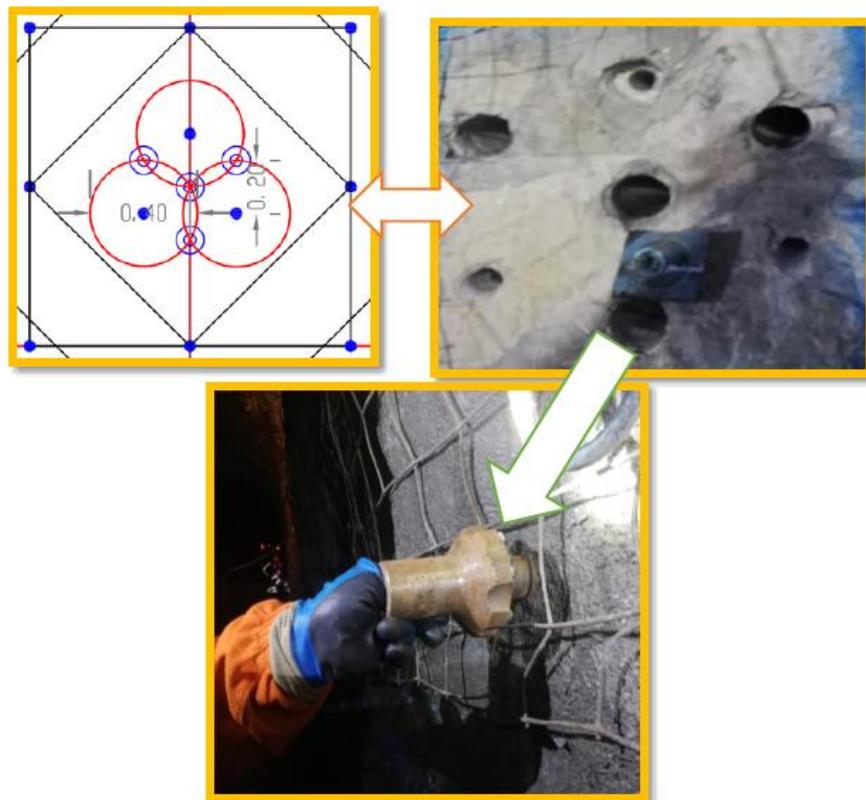


Figura 42: Presentación de arranque y dimensiones. Fuente: Elaboración Propia

### Descripción:

Para el diseño del arranque se tiene que considerar muchos factores al momento de la perforación como:

Si el frente lleva shotcrete de sacrificio, la perforación será rápida en marcado y perforación.

Si lleva malla de sacrificio, se realizará un corte para que inicie el rimado, ya que al ser de 104 mm y las mallas de 100 mm, no permiten que pasen, para evitar ello se recomienda el corte de la malla de sacrificio de las dimensiones del arranque.





- La distancia entre la sección nominal al taladro de la corona esta a unos 20 cm por debajo.
- En los hastiales la distancia reducida es de 15 cm.

Todo esto por cuidar la sección y la sobre rotura producida por el macizo rocoso de calidad IV.

**D. Secuencia de salida de taladro en el nuevo diseño de malla de perforación y voladura para sección de 3.50 x.3.50m para un macizo rocoso de calidad IV.**

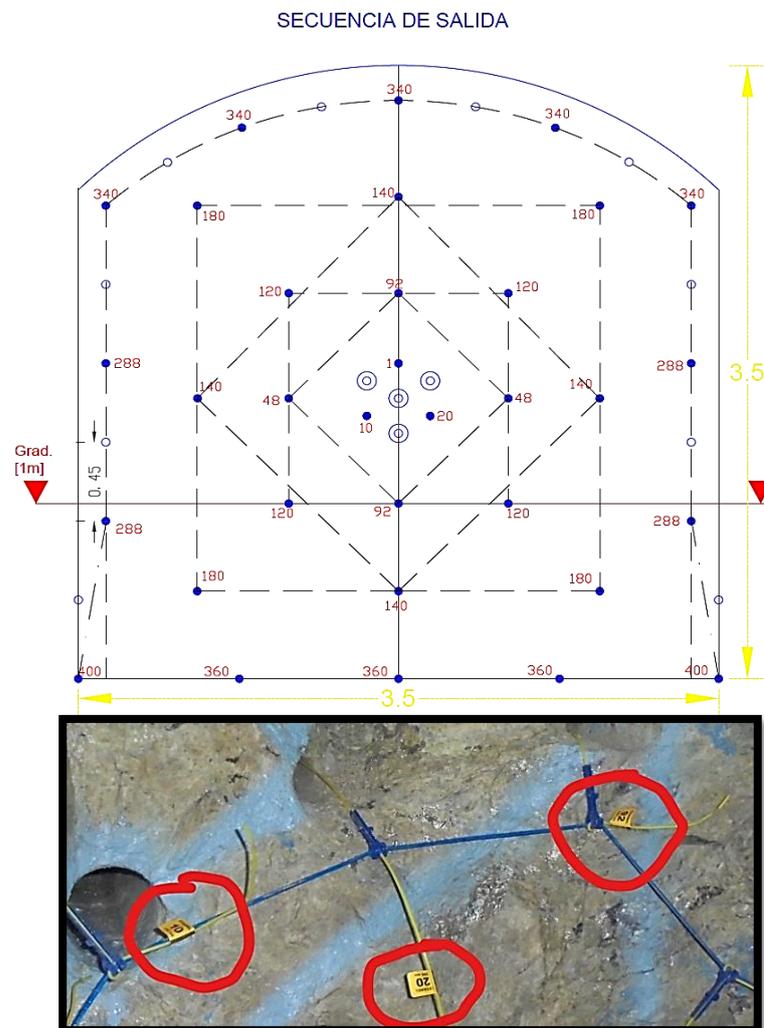


Figura 45: Secuencia de salida según tiempo de retardo de los “EXSAneles”. Elaboración Propia.

- ❖ La nomenclatura de los EXSAneles tiene una numeración que representa el retardo en milisegundos (ms).

Tabla 59: EXSAneles para sección 3: 3.5m x3.5m en frente

NUMERO DE EXSANELES	TIEMPO DE RETARDO (ms)	CANTIDAD	NUMERO DE EXSANELES	TIEMPO DE RETARDO (m seg.)	CANTIDAD
EXSANEL N° 1	25	1	EXSANEL N° 140	3500	4
EXSANEL N° 10	250	1	EXSANEL N° 180	4500	4
EXSANEL N° 20	500	1	EXSANEL N° 220	5500	0
EXSANEL N° 48	1200	2	EXSANEL N° 288	7400	4
EXSANEL N° 92	2400	2	EXSANEL N° 340	8500	5
EXSANEL N°120	3000	4	EXSANEL N° 400	10000	5
			<b>Total</b>		<b>33.00</b>

Nota: Elaboración propia

#### 4.4 Implementación del nuevo diseño de malla de perforación como base para el nuevo estándar en la Compañía Minera Raura.

##### A. Generalidades de la labor aplicada:



Figura 46. Presentación de labor. Elaboración propia

Descripción: Labor de sección 3.50 m x 3.50 m, en un macizo rocoso de calidad IV, con brocas de diámetro de 45mm, y brocas rimadoras de 104 mm para el arranque, aplicando voladura controlada en la corona arranque, los explosivos serán dinamita y emulsión de la marca EXSA mas accesorios.

##### I.2. Consideraciones previas a la aplicación del estándar:

**B.** Parámetros de la labor:

Tabla 60: *Parámetros de la labor*

PARAMETROS		
Tipo de roca	IV	
Long. Perforación	13	pies
Diámetro de Perforación	45	mm
N° taladros perforación	41	tal
N° taladros cargados	33	tal
sección	3.5 x 3.5	m

Nota: Elaboración propia

**C.** Cantidad de taladros cargados propuestos:

Tabla 61: *Área de distribución*

AREA DE DISTRIBUCION	N° Tal. Cargados (45 mm)
Arranque y ayuda	7
Cuadradores	4
Producción	8
Hastiales	4
Corona	5
Arrastre	5
<b>TOTAL</b>	<b>33</b>

Nota: Elaboración propia

Nueva propuesta para el estándar de malla de perforación y voladura:

(Ver figuras 51 y 52)



	<b>ESTANDAR: MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA</b>			
	Código: AE-RAU-MIN-M PF-EST-022			Versión: 02
	Elaborado: Febrero / 2019			Página: 1 DE 2

Datos generales:

DATOS GENERALES			PARAMETROS DE DISPARO		
Tipo de roca	IV		Eficiencia por avance	50	%
Long. Perforac.	33	pies	Avance	3.57	m
Diámetro de Perforación	45	mm	Volumen	43.69	m <sup>3</sup>
N° taladros perf.	41	tal	KG. Explosivos	73.46	Kg
N° taladros carg.	33	tal	Factor de Carga	1.68	Kg/m <sup>3</sup>
Sección	3.5 x 3.5	m	Factor Lineal	20.60	KG/m

Distribución de explosivos:

	ARRANQUE	CLASADOR	PRODUCCION	HASTALES	CORONA	ARRASTRE
N° taladros cargados	7	4	8	4	5	5
Explosivo	Total. Und.					
Semexa 65% 1/2"x12"	10	0	0	0	0	0
Semexa 65% 1/8"x7"	0	17	17	0	0	0
Semexa 45% 7/8"x7"	0	0	0	17	11	0
Emula 65% 1/4"x12"	0	0	0	0	0	10
Galatina 75% 1/8"x8"	0	0	0	0	0	0
Sub-Total	10	17	17	17	11	10
Total	70	68	136	68	55	50

Explosivo	Total. Und.	TOTAL (kg).
Semexa 65% 1/2"x12"	70	25.74
Semexa 65% 1/8"x7"	204	25.00
Semexa 45% 7/8"x7"	123	9.33
Emula 65% 1/4"x12"	50	13.00
Galatina 75% 1/8"x8"	0	0.00
total	447	73.46

Resumen de accesorios:

DISANELES PARA SECCION DE 4.80 metros					
NUMERO DE DISANELES	TIEMPO DE RETARDO (m/A)	CANTIDAD	NUMERO DE DISANELES	TIEMPO DE RETARDO (m/A)	CANTIDAD
DISANEL N° 1	25	1	DISANEL N° 140	3500	4
DISANEL N° 10	250	1	DISANEL N° 180	4500	4
DISANEL N° 20	500	1	DISANEL N° 220	5500	0
DISANEL N° 48	1200	2	DISANEL N° 268	7400	4
DISANEL N° 82	2400	2	DISANEL N° 340	8500	5
DISANEL N° 120	3000	4	DISANEL N° 400	10000	5
				total	33.00

Explosivos	Cantidad	Unidad
Cota de 14 pies	2	Pies.
Esamol de 4.8m	13	Pies.
Mecha rápida	0.15	m
Puntacord	72.66	m

PREPARADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
Marlon Leiva Mendoza			
Fecha de Elaboración: Feb/2019	Fecha: Feb/2019	Fecha: Feb/2019	Fecha: Feb/2019

Figura 48: Estándar; Malla de perforación y voladura. Elaboración propia

**Análisis comparativo en la implementación del nuevo diseño de malla de perforación y voladura con la propuesta por la Compañía Minera Raura, en labores de sección de 3.5m x 3.5m en un macizo rocoso de calidad IV.**

#### **4.5.1 Estándar de diseño de malla de perforación de 3.5m x 3.5m para roca tipo IV**

##### **Cía. Raura:**

Según el Decreto Supremo N° 024-2016-EM, artículo 7° (definición de términos), menciona lo siguiente, “Estándares de Trabajo Son los modelos, pautas y patrones que contienen los parámetros establecidos por el titular de actividad minera y los requisitos mínimos aceptables de medida, cantidad, calidad, valor, peso y extensión establecidos por estudios experimentales, investigación, legislación vigente y/o resultado del avance tecnológico, con los cuales es posible comparar las actividades de trabajo, desempeño y comportamiento industrial. Es un parámetro que indica la forma correcta y segura de hacer las cosas”, la cual en la Compañía Minera Raura consideran como principio para el diseño de todos los estándares, en Administración de Empresas S.A.C. (AES A) se cuenta con propios estándares para sus labores que están con visto bueno de compañía para la ejecución de los Estándares en Seguridad, Producción, Mantenimiento, Servicios y todas las actividades que necesitan de un proceso.

##### **A) Diseño de malla de perforación de 3.5m x 3.5m para roca tipo IV:**

En la figura 53 se presenta el estándar ejecutado en las operaciones de la empresa especializada AESA I&M, la cual es promocionado por el cliente, teniendo en cuenta que los datos al detalle estarán presentados en proporción.



$$P = \text{circunferencia o per\u00edmetro} = P = \sqrt{(A * 4)} = 7$$

$$S = \text{Superficie de la secci\u00f3n de la labor} \quad \text{m}^2. = 12.25$$

$$dt = \text{distancia entre los taladros de la circunferencia} = 0.6$$

$$C = \text{coeficiente o factor de roca, usualmente de (intermedia) Reemplazado:} = 1.5$$

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{7}{0.6}\right) + (1.5 * 12.25)$$

$$N^{\circ}tal = 30.041$$

$$N^{\circ}tal \text{ Estandar} = 33$$

- ❖ **Importante:** En el resultado nos sale una implementaci\u00f3n de 30 taladros cargados, pero en el est\u00e1ndar para este tipo de terreno se incluye 33 taladros cargados, por motivos que los taladros de la corona y hastiales son taladros usando voladura controlada empleando ca\u00f1as y pentacord.

#### D) Numero de taladros por zona:

A continuaci\u00f3n, se presentar\u00e1n las cantidades de los taladros distribuidos por zona

#### Arranque y ayuda:

Tabla 62: \u00c1rea de distribuci\u00f3n

	ARRANQUE Y AYUDA	CUADRADORES	PRODUCCION	HASTIALES	CORONA	ARRASTRE
<b>Long. Perforaci\u00f3n</b>	3.9624	3.9624	3.9624	3.9624	3.9624	3.9624
<b>Taladros cargados</b>	7	4	8	4	5	5
<b>Taladros de alivio</b>	4			6	4	

Nota: Elaboraci\u00f3n propia

### Datos generales:

Tabla 63. *Datos Generales*

Tipo de roca	IV – roca intermedia
Diámetro de perforación ( $\phi$ )	45 mm.
N° taladros cargados	33
N° total de taladros	41

Nota: Elaboración propia

- 8 taladros vacíos para voladura controlada.

### E) Resumen de explosivos en el estar antes usado en la u.m. raura:

En la siguiente tabla se informará sobre los explosivos usados en el estándar propuesta por la Compañía Minera Raura.

Tabla 64: *Estándar malla de perforación: U.M. Raura – 2017-2018-2019*

AREA DE DISTRIBUCION	N° Tal. Cargados (45 mm)	Cartuchos por Taladro		Cartuchos Totales	Explosivo (Kg)
Arranque y ayuda	7	23		161	22.00
Cuadradores	4	20		80	11.10
Producción	8	20		160	22.20
Hastiales	4	22		88	8.43
Corona	5	22		110	10.54
Arrastre	5	20		100	25.57
<b>TOTAL Taladros</b>	<b>33</b>			<b>699</b>	<b>99.83</b>

Nota: Elaboración propia

### F) Accesorios:

- ❖ En la siguiente tabla se informará sobre los accesorios usados en el estándar propuesta por la Compañía Minera Raura

Tabla 65: *Accesorios usados en el estándar propuesto*

Accesorios	Cantidad	Unid
Guía de 14 pies	2	Pza.s.
Exanel de 4.8m	33	Pza.s.
Mecha rápida	0.15	cm
Pentacord	72.66	m
Tacos de Arcilla	si	

Nota: Elaboración propia

❖ A continuación, se presenta los tiempos:

Tabla 66: *EXSANELES para sección 3.5m x 3.5m en frentes*

NUMERO DE EXSANELES	TIEMPO DE RETARDO (m/s)	CANTIDAD	NUMERO DE EXSANELES	TIEMPO DE RETARDO (m/s)	CANTIDAD
EXSANEL N° 1	25	1	EXSANEL N° 140	3500	4
EXSANEL N° 10	250	1	EXSANEL N° 180	4500	4
EXSANEL N° 20	500	1	EXSANEL N° 220	5500	0
EXSANEL N° 48	1200	2	EXSANEL N° 288	7400	4
EXSANEL N° 92	2400	2	EXSANEL N° 340	8500	5
EXSANEL N°120	3000	4	EXSANEL N° 400	10000	5
				<b>Total</b>	<b>33</b>

Nota: Elaboración propia

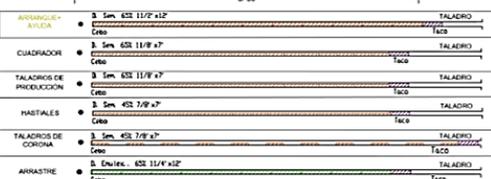
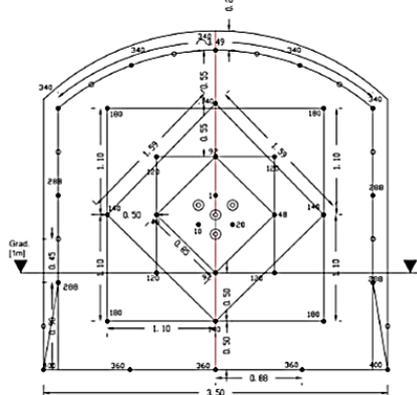
#### 4.5.2 Nuevo estándar de perforación y voladura usando el método matemático “áreas de influencias” en secciones de 3.50 x 3.5 m en un macizo rocoso de calidad IV:

##### A) Diseño de malla de perforación de 3.5m x 3.5m para roca tipo iv:

A continuación, se presenta la distribución de los taladros en la sección de 3.5m x 3.5m en un terreno de calidad III.

(Ver Gráfico 20 pág. *Siguiente*)

**13'** ESTÁNDAR DE PERFORACIÓN Y VOLADURA



PREPARADO POR: Marlon Leiva Mendoza	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
Fecha de Elaboración: Feb/2019	Fecha: Feb/2019	Fecha: Feb/2019	Fecha: Feb/2019

Datos generales:

DATOS GENERALES		PARAMETROS DE DISPARO	
Tipo de roca	IV	Eficiencia por avance	90 %
Long. Perforac.	13 pies	Avance	3.57 m
Diametro de Perforacion	45 mm	Volumen	43.69 m <sup>3</sup>
N° taladros perf.	41 tal	KG. Explosivos	73.46 KG
N° taladros carg.	33 tal	Factor de Carga	1.68 Kg/m <sup>3</sup>
seccion	3.5 x 3.5 m	Factor Lineal	20.60 KG/m

Distribución de explosivos:

Explosivos	ARRANQUE	CUADRADOR	PRODUCCION	HASTIALES	CORONA	ARRASTRE
	Total Und.					
Semexa 65% 1 1/2"x12"	10	0	0	0	0	0
Semexa 65% 1 1/8"x7"	0	17	17	0	0	0
Semexa 45% 7/8"x7"	0	0	0	17	11	0
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0	0	0	0	10
Gelatina 75% 1 1/8"x8"	0	0	0	0	0	0
Sub-Total	10	17	17	17	11	10
Total	70	68	136	68	55	50

Resumen de Explosivos:

Explosivos	Total Und.	TOTAL (kg.)
Semexa 65% 1 1/2"x12"	70	25.74
Semexa 65% 1 1/8"x7"	204	25.00
Semexa 45% 7/8"x7"	123	9.73
Emulex 65% 1 1/4"x12"	50	13.00
Gelatina 75% 1 1/8"x8"	0	0.00
total	447	73.46

Resumen de accesorios:

EXSANELES PARA SECCION DE 4.80 metros					
NUMERO DE EXSANELES	TIEMPO DE RETARDO (m/s)	CANTIDAD	NUMERO DE EXSANELES	TIEMPO DE RETARDO (m/s)	CANTIDAD
EXSANEL N° 1	25	1	EXSANEL N° 140	3500	4
EXSANEL N° 20	250	1	EXSANEL N° 180	4500	4
EXSANEL N° 10	500	1	EXSANEL N° 220	5500	0
EXSANEL N° 48	1200	2	EXSANEL N° 288	7400	4
EXSANEL N° 92	2400	2	EXSANEL N° 340	8500	5
EXSANEL N°120	3000	4	EXSANEL N° 400	10000	5
total					33.00

PREPARADO POR: Marlon Leiva Mendoza	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
Fecha de Elaboración: Feb/2019	Fecha: Feb/2019	Fecha: Feb/2019	Fecha: Feb/2019

Figura 50: Nuevo estándar de P&V aplicando áreas de Influencias. Tomada del Área de Perforación y Voladura, Planeamiento, AESA Setiembre 2018.

**B) Numero de taladros por zona:**

A continuación, se presentarán las cantidades de los taladros distribuidos por zona

**Arranque y ayuda:**

Tabla 67: Arranque y ayuda

	ARRANQUE Y AYUDAS	CUADRADOR ES	PRODUCCION N	HASTIALES	CORONA	ARRASTRE
Long. Perforación	3.9624	3.9624	3.9624	3.9624	3.9624	3.9624
Taladrados cargados	7	4	8	4	5	5
Taladros de alivio	4			6	4	

Nota. Elaboración propia

### Datos generales:

Tabla 68. *Datos Generales*

Datos Generales	Tipo de roca	IV – roca intermedia
Diámetro de perforación (∅)	45 mm.	
N° taladros cargados	33	
N° total de taladros	41	

Nota: Elaboración propia

### C) Resumen de explosivos usados en el nuevo diseño de malla de P&V:

En la siguiente tabla se informará sobre los explosivos usados en el estándar propuesta por la Compañía Minera Raura específicamente en las zonas de muestra GL651EE.

Tabla 69. *Explosivo para el nuevo diseño de malla (Áreas de influencias)*

AREA DE DISTRIBUCION	N° Tal. Cargados (45 mm)	Cartuchos por Taladro	Cartuchos Totales	Explosivo (Kg)
Arranque y ayuda	7	10	70	25.74
Cuadradores	4	17	68	8.33
Producción	8	17	136	16.67
Hastiales	4	17	68	5.38
Corona	5	11	55	4.35
Arrastre	5	10	50	13.00
<b>TOTAL TAL.</b>	<b>33.0</b>		<b>447</b>	<b>73.46</b>

Nota: Elaboración propia

### D) ACCESORIOS:

En la siguiente tabla se informará sobre los accesorios usados en el estándar propuesta por la Compañía Minera Raura

Tabla 70. Accesorios usados en la estándar propuesto por la Compañía Minera Raura

Explosivos	Cantidad	Unid
Guía de 14 pies	2	Pza.s.
Exanel de 4.8m	33	Pza.s.
Mecha rápida	0.15	cm
Pentacord	72.66	m
Tacos de Arcilla		si

Nota: Elaboración propia

A continuación, se presenta los tiempos:

Tabla 71. EXSAneles para sección 3.5m x 3.5m en frentes

Numero de EXSAneles	Tiempo de retardo (m/s)	Cantidad	Numero de EXSAneles	Tiempo de retardo (m/s)	Cantidad
EXSANEL N° 1	25	1	EXSANEL N° 140	3500	4
EXSANEL N° 10	250	1	EXSANEL N° 180	4500	4
EXSANEL N° 20	500	1	EXSANEL N° 220	5500	0
EXSANEL N° 48	1200	2	EXSANEL N° 288	7400	4
EXSANEL N° 92	2400	2	EXSANEL N° 340	8500	5
EXSANEL N°120	3000	4	EXSANEL N° 400	10000	5
			<b>Total</b>		<b>33</b>

Nota: Elaboración propia

#### 4.5.3 Diferencias relevantes en el estándar usados en la compañía minera Raura con el nuevo estándar basado en el modelo matemático “Áreas de influencias”

##### A) Datos generales:

Dichos datos son igual para ambos estándares,

Tabla 72: *Datos Generales*

<b>Tipo de roca</b>	<b>IV</b>	
<b>Longitud de perforación</b>	13	pies
<b>Diámetro de perforación</b>	45	mm
<b>N° taladros perforación</b>	41	tal
<b>N° taladros cargados</b>	33	tal
<b>Sección</b>	4.3 x 3.5	m

Nota: Elaboración propia

**Resumen de la tabla:**

- ❖ Los datos presentados en dicha tabla son las mismas características usados en el nuevo diseño de malla de perforación y los estándares planteados anteriormente en la Compañía Minera Raura donde no son usados por motivos presentados en el planteamiento del problema.
- ❖ Se debe considerar que las similitudes de datos coinciden en el proceso de pintado y marcado, así como también el diámetro y la longitud de perforación del frente con un RMR menor a 40 considerada roca de calidad IV en secciones de 3.50 x3.50 m.

**B) Diferencias específicas en la distribución de explosivos en las mallas de perforación:**

Tabla 73. *Diferencias específicas en la distribución de explosivos en las mallas de perforación*

<b>EXPLOSIVO PARA EL NUEVO DISEÑO DE MALLA (AREAS DE INFLUENCIAS)</b>					<b>ESTANDAR MALLA DE PERFORACION U. M. RAURA 2017-2018-2019</b>				
<b>Área de distribución</b>	<b>N° Tal. Cargas (45 mm)</b>	<b>Cartuchos por Taladro</b>	<b>Cartuchos Totales</b>	<b>Explosivo (Kg)</b>	<b>Área de distribución</b>	<b>N° Tal. Cargas (45 mm)</b>	<b>Cartuchos por Taladro</b>	<b>Cartuchos Totales</b>	<b>Explosivo (Kg)</b>
Arranque y ayuda	7	10	70	25.74	Arranque y ayuda	7	23	161	22.00
Cuadradores	4	17	68	8.33	Cuadradores	4	20	80	11.10
Producción	8	17	136	16.67	Producción	8	20	160	22.20
Hastiales	4	17	68	5.38	Hastiales	4	22	88	8.43
Corona	5	11	55	4.35	Corona	5	22	110	10.54
Arrastre	5	10	50	13.00	Arrastre	5	20	100	25.57
<b>TOTAL TAL.</b>	<b>33.0</b>		<b>447</b>	<b>73.46</b>	<b>TOTAL TAL.</b>	<b>33</b>		<b>699</b>	<b>99.83</b>

Nota: Elaboración propia

**Importante:**

- ❖ Se puede observar una reducción de explosivos en 26.4% en casos prácticos ya que al usar “voladura secundaria” se disminuye la carga en los taladros de producción y los contornos.
- ❖ También hay una reducción de Numero de Cartuchos por taladro, considerando que para fines prácticos la distancia máxima entre la carga del explosivo y la longitud del taladro debe ser máximo 0.9 m para evitar que el disparo se “Anille” y así evitar crear demoras en la operación.

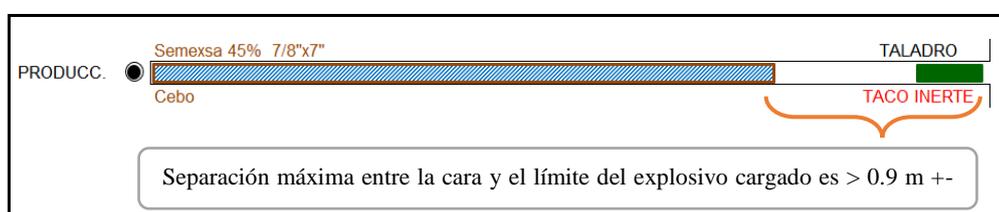


Figura 51. Límite máximo entre explosivo cargado y longitud del taladro para evitar disparos anillados. Tomada del Estándar de P & V, Área de Perforación voladura, AESA I&M, 2018.

**C) Análisis comparativo de los explosivos utilizados en los estándares de malla de perforación y voladura en la Compañía Minera Raura (Nuevo-antiguo)**

A continuación, se presentará el cuadro de distribución específica de explosivos por zona de influencia:

Tabla 74: Diferencias específicas en la distribución de explosivos en las mallas de perforación

N° EXPLO. NUEVA MALLA					N° EXPLO. ANTERIOR MALLA				
ARRANQUE	ROCA TIPO IV				ARRANQUE	ROCA TIPO IV			
Explosivos	Total. Und.	TOTA L (Kg).	Cart. Total	KG. Total	Explosivos	Total. Und.	TOTA L (Kg).	Cart. Total	KG. Total
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	10	3.68	70	25.74	SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	22	2.70	154	18.87
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00	Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00	Gelatina 75% 1 1/2"X12"	1	0.45	7	3.13
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00	SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00	Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>10</b>	<b>3.68</b>	<b>70</b>	<b>25.74</b>	<b>total</b>	<b>23</b>	<b>3.14</b>	<b>161</b>	<b>22.00</b>

CUADRADOR	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	17	2.08	68	8.33
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>17</b>	<b>2.08</b>	<b>68</b>	<b>8.33</b>

CUADRADOR	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	19	2.33	76	9.31
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/2"X12"	1	0.45	4	1.79
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>20</b>	<b>2.77</b>	<b>80</b>	<b>11.10</b>

PRODUCCIÓN	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	17	2.08	136	16.67
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>17</b>	<b>2.08</b>	<b>136</b>	<b>16.67</b>

PRODUCCIÓN	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>Total (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	19	2.33	152	18.63
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/2"X12"	1	0.45	8	3.57
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>20</b>	<b>2.77</b>	<b>160</b>	<b>22.20</b>

HASTIALES	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	17	1.34	68	5.38
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>17</b>	<b>1.34</b>	<b>68</b>	<b>5.38</b>

HASTIALES	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/2"X12"	1	0.45	4	1.79
SemEXSA 45% 7/8"x7"	21	1.66	84	6.64
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
<b>total</b>	<b>22</b>	<b>2.11</b>	<b>88</b>	<b>8.43</b>

CORONA	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>Total (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>

CORONA	ROCA TIPO IV			
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>

SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00	SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00	Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 45% 7/8"x7"	12	0.95	60	4.75	Gelatina 75% 1 1/2"X12"	1	0.45	5	2.23
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00	SemEXSA 45% 7/8"x7"	21	1.66	105	8.31
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00	Emulex 65% 1 1/4"x12"	0	0.00	0	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>12</b>	<b>0.95</b>	<b>60</b>	<b>4.75</b>	<b>total</b>	<b>22</b>	<b>2.11</b>	<b>110</b>	<b>10.54</b>
<b>ARRASTRE</b>					<b>ARRASTRE</b>				
<b>ROCA TIPO IV</b>					<b>ROCA TIPO IV</b>				
<i>Explosivos</i>	<i>Total Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>	<i>Explosivos</i>	<i>Total. Und.</i>	<i>TOTAL (Kg).</i>	<i>Cart. Total</i>	<i>KG. Total</i>
SemEXSA 65% 1 1/2"x12"	0	0.00	0	0.00	SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00
SemEXSA 65% 1 1/8"x7"	0	0.00	0	0.00	Gelatina 75% 1 1/8"X8"	1	0.17	5	0.87
SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00	Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00
Emulex 65% 1 1/4"x12"	10	2.60	50	13.00	SemEXSA 45% 7/8"x7"	0	0.00	0	0.00
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0	0.00	0	0.00	Emulex 65% 1 1/4"x12"	19	4.94	95	24.70
<b>TOTAL</b>	<b>10</b>	<b>2.60</b>	<b>50</b>	<b>13.00</b>	<b>total</b>	<b>20</b>	<b>5.11</b>	<b>100</b>	<b>25.57</b>

Nota: Elaboración propia

### Resultados:

- ❖ En la primera columna se presenta resultados obtenidos de los análisis de campo con los explosivos que cuenta la Cía. Raura, para distribución, por lo tanto, son resultados basados a pruebas de campo que dan mejores resultados al trabajar en una roca de calidad IV.
- ❖ En la segunda columna se presenta resultados sacados de un estándar supuestamente utilizada, donde podemos observar diferentes explosivos teóricos, pero que en campo no se utilizan dichos explosivos porque no hay stock en Polvorín de la Cía. Raura.

### A. Diferencia en los resultados generales entre el nuevo estándar de P & V (Áreas de Influencia) y el antiguo estándar:

Tabla 75. Diferencias en los parámetros generales entre el nuevo estándar de P & V (Áreas de Influencia) y el antiguo estándar:

PARAMETROS DE DISPARO (NUEVA MALLA)			PARAMETROS DE DISPARO (ESTANDAR ANTERIOR)		
Eficiencia por avance	90	%	Eficiencia por avance	90	%
Avance	3.57	m	Avance	3.57	m
Volumen	43.69	m <sup>3</sup>	Volumen	43.69	m <sup>3</sup>
KG. Explosivos	73.46	Kg	KG. Explosivos	99.83	Kg
Factor de Carga	1.68	Kg/m <sup>3</sup>	Factor de Carga	2.29	Kg/m <sup>3</sup>
Factor Lineal	20.60	KG/m	Factor Lineal	27.99	KG/m

Nota. Elaboración propia

- ❖ Dicha comparación tiene como objetivo demostrar que en uso del modelo matemático Áreas de Influencias tiene un impacto positivo en la reducción en la sobre rotura y el uso de explosivo explosivos.
- ❖ Los resultados presentados serán usados con propósitos operativos en minería, por ello se presenta dicho resumen para ver los parámetros usados por frente dentro de las operaciones en la Compañía Minera Raura.

#### **CONCLUSION:**

- Se observa que aplicando el nuevo diseño se reduce en un **26.41%** de factor de carga y factor lineal.
- **26.37 Kg** de explosivos menos que la anterior malla
- **0.60 kg/m<sup>3</sup>** menos en el Factor de carga.
- **7.39 kg/m** menos en el factor lineal.

#### **4.5 Resultados comparativos en la aplicación de los estándares de perforación y voladura en labores de operación en la Compañía Minera Raura.**

##### **4.6.1 Características de la zona de muestra GL651EE, interior mina U.M. Raura.**

- ❖ A continuación, presentaremos nuestra labor de muestra en el Grafico N°22, que tiene como denominación GL651EE de sección 3.50m x 3.50m., las cuales presentan las condiciones necesarias para ejecutar el seguimiento y las pruebas necesarias para ejercer nuestra hipótesis planteada.
- ❖ Las investigaciones de la muestra se ejecutarán en el frente de labor GL651EE de sección 3.5m x 3.5m, ubicado en el nivel 100 denominado "AFE DE

EXPLORACIÓN” la cual tiene como ingreso a una VE867SW de mismas dimensiones.

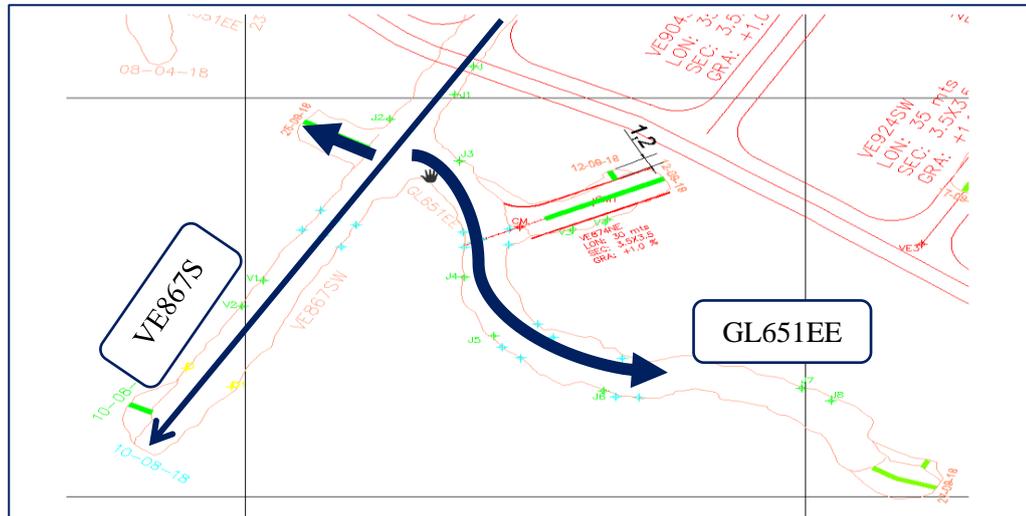


Figura 52. Plano de Nivel 100, Localización de labor “muestra” labores AESA. AutoCAD Tomada del Área de Topografía, Planeamiento, AESA Setiembre 2018.

#### 4.6.2 Costos generales según los precios unitarios en la Compañía Minera Raura.

Para la obtención de los costos, partiremos por el contrato que tiene la empresa especializada AESA con su cliente directo que en este caso es la Compañía Minera Raura, Compañía Raura.

Por ello se presentará el cuadro resumido de los datos considerados para la obtención en la siguiente Compañía (U\$\$/Tn).

A) Datos generales:

Tabla 76: Labores para sección de 3.5 x 3.5 roca de calidad III

LABOR	Crucero, Galería			Taladros perforados	45	Taladros piso	5.00
SECCION	3.5	x	3.5	pies/disparo	630	long. Efect /tal	14.00
CAMBIO S/.\$	3.37			bbss obrero	105.89%		
Eff, disp.	90%			g.e.	2.7	factor carga	2.75
AVANCE/DISPARO	3.67	310	m/mes	vol/disp (m <sup>3</sup> )	44.96	ton/disp	121.39
Distancia de acarreo:	(HASTA 200 metros)			Taladros sostenimiento			0

Nota.Elaboración propia

B) Rendimientos de Equipos:

Tabla 77. Rendimiento de equipos empleados

<b>Rendimiento Jumbo 1 Brazo m/hr</b>	60		<b>Capacidad Scoop yd3</b>	4.2
<b>Rendimiento Scoop Ton/hr</b>	50.35		<b>Capacidad Cuchara m3</b>	2.73
<b>Factor Esponjamiento</b>	35%		<b>Traslado Jumbo horas</b>	0.5
<b>Factor de Llenado</b>	85%		<b>Instalación horas</b>	0.25
<b>Carguío Volquete min/Cuchara</b>	2.5		<b>Traslado Scoop horas</b>	0.5
<b>N° Viajes</b>	17			

Nota: Elaboración propia

C) Costos generales considerados para los parámetros anteriores:

A continuación, se presentará los gastos para la ejecución de un frente en forma general-resumida:

Tabla 78: Costos unitarios por disparo.

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO UNIT	VIDA UTIL	COSTO PARCIAL	COSTO Metro
<b>PERSONAL</b>						
Operador de Jumbo	Tarea	78	230.60	106%	5,644.44	
Ayudante de operador jumbo	Tarea	78	199.71	106%	4,888.49	
Operador de Scoop	Tarea	78	220.30	106%	5,392.46	
Cargador/Disparador	Tarea	78	179.12	106%	4,384.52	
Ayudante Cargador/Disparador	Tarea	78	165.33	106%	4,046.86	
	<b>Total Tareas</b>	<b>390</b>				<b>78.57</b>
<b>VENTILACION:</b>						
Manga ventilación 36"	m	3.67	6.05		22.20	
Accesorios manga de ventilación	%		5%		1.11	<b>6.35</b>
<b>MAQUINARIA Y EQUIPO</b>						
Jumbo 1 brazo - Operación	Hor.	3.95	44.36		175.23	
Jumbo 1 brazo - Propiedad	Hor.	2.93	53.77		157.52	
scoop 4.2 yd3 - Operación	Hor.	5.02	40.41		203.00	
scoop 4.2 yd3 - Propiedad	Hor.	4.81	30.66		147.59	
Bomba eléctrica	Hor.		4.95		0.00	
Camión Volvo	Ton.	0.00	3.58		0.00	<b>186.19</b>
<b>PERFORACION:</b>						

Barra MF 16' T38-H35-R32	Pza.	2	560.00	7,500.00	47.04	
Broca R32 x 45 mm	Pza.	2	75.00	1,675.00	28.21	
Shank adapter 1238 T38 rosca T	Pza.	2	255.00	9,000.00	17.85	
Adapter pilot	Pza.	1	217.45	2,500.00	0.00	
Broca rimadora 4"	Pza.	1	194.42	2,000.00	5.44	
Afiladora de brocas	Pza.	1	1,750.00	100,000.00	11.03	
Copas de afilado	Pza.	3	170.50	10,000.00	10.74	
Unión rápida 2"	Pza.	1	20.00	16.00	1.25	
Alcayata	Pza.	2	5.79	1.00	11.57	
Manguera 1"	m	60	3.46	100.00	2.08	<b>36.84</b>
<b>HERRAMIENTAS:</b>						
Alambre	Kg.	1	1.11	10.00	0.11	
Pintura spray	lat	1	1.74	1.00	1.74	
Atacador	Pza.	2	3.44	10.00	0.69	
Barretilla	Jgo.	1	167.33	150.00	1.12	
Comba	Pza.	1	25.68	150.00	0.17	
Escalera de aluminio	Pza.	1	155.33	180.00	0.86	
Lampa	Pza.	1	9.84	25.00	0.39	
Llave 14"	Pza.	1	27.42	150.00	0.18	
Llave 18"	Pza.	1	39.38	150.00	0.26	
Pico	Pza.	1	11.00	75.00	0.15	
Punzón cebo	Pza.	1	10.00	150.00	0.07	
Cucharilla	Pza.	1	5.00	75.00	0.07	
Soplete	Pza.	1	35.00	150.00	0.23	
Cuerda de nylon	m	1	1.78	20.00	0.09	
Pantalla Reflector	Pza.	1	222.96	150.00	1.49	
Tubo PVC Sal. 1.1/2" x 3 mts	Pza.	15	1.30	1.00	19.50	
Tacos de arcilla	Pza.	38	0.50	1.00	18.83	
Cintillos	Pza.	1	0.20	1.00	0.20	
Válvulas 1"	Pza.	1	13.00	50.00	0.26	
Pintura esmalte	gal	1	10.84	10.00	1.08	<b>12.94</b>
<b>IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>						
Ropa de agua	Jgo.	164.98	26.62	90.00	0.00	
Bota de jebe	par	412.45	22.70	180.00	52.01	
Guante de jebe	par	247.47	6.12	30.00	50.52	
Guantes Dieléctrico	par	164.98	42.43	30.00	233.35	
Guantes anti corte	par	412.45	14.16	30.00	194.68	
Mameluco	Pza.	412.45	23.72	150.00	65.22	
Protector	Pza.	412.45	13.98	360.00	16.02	
Respirador	Pza.	412.45	19.88	180.00	45.54	
Cartucho para respirador	Pza.	412.45	10.80	25.00	178.18	
Filtros	par	412.45	7.30	15.00	200.80	
Correa seguridad	Pza.	412.45	8.93	150.00	24.55	
Lentes de seguridad	Pza.	412.45	6.98	150.00	19.19	

Barbiquejo	Pza.	412.45	0.67	60.00	4.61	
Tafílete para protector	Pza.	412.45	2.85	180.00	6.53	
Tapón oído	Pza.	412.45	1.30	30.00	17.87	
Orejera H7B PELTOR	Pza.	412.45	24.08	180.00	55.18	
Arnés de seguridad	Pza.	78.00	37.87	180.00	0.00	
Línea de vida	Pza.	78.00	62.07	90.00	0.00	
Lámpara	Pza.	412.45	307.00	900.00	140.69	
Mantenimiento lámpara	N/A	10%			14.07	
Varios (cobertores, conos, arnes y otros)		0%		1,319.0 1	0.00	<b>4.25</b>
<b>TOTAL:</b> (Para halla en costo en U\$\$/TM, se tiene que convertir, considerar que en esta data la densidad del material es de 2.7 g/cm <sup>2</sup> .						<b>325.15 U\$\$/M</b>
TOTAL:				<b>9.83 (U\$\$/TM)</b>		

Nota: Elaboración propia

### Resultado:

- ❖ El costo general por tonelada extraída es de **9.83 dólares**. Considerando los parámetros dentro los precios unitarios propuesto.

D) Datos para el cálculo de costos y propiedad de equipos considerados en el P.U.

- Para explicar al detalle las tablas se iniciará con los costos de propiedad y operación del **Jumbo de 1brazo** donde en el siguiente cuadro se tiene los detalles:
- Valor del equipo

VALOR DE EQUIPO	US \$
Precio compra (Lima) (Va)	515,000
Precio jgo llantas	7,600
Valor para depreciar en tres años	507,400
Precio stock (V)	515,000
Valor de rescate (Vr)      7%	36,050

- Vida económica:

Vida económica en horas (n)	3,000	10,500
Vida económica en años (N)		3.50
Vida llantas (horas)		3,000

- Consumo de combustible:

	gal/hora	US \$/gal
Petróleo diésel	1.50	3.14
Aceite perforación	0.10	8.37
Aceite hidráulico	0.20	8.37
Grasas lb/hora	0.50	4.07

- Otros:
 

Filtro (0,25 costo combustible)	25.0%
Reparaciones	65.0%
Cable eléctrico	40.0 100.0
- Inversión e intereses:
 

Factor de inversión $K = (n+1)/2n$	0.64
Intereses %	6.0%
Seguros %	2%
Salario operador \$/hora	12.83

E) Calculo de Costos de Propiedad:

- Para tener en cuenta, los datos generados en las siguientes tablas son datos obtenidos por el área de Costos y Presupuesto de la empresa AESA I&M en la Compañía Minera Raura. para la generación de los P.U. donde cabe resaltar que los datos son independientes a cada Compañía ejecutada.

Costo de Propiedad	US \$/hora
Costo por depreciación	44.89
Costo por intereses	6.67
Costo por seguro	2.21
<b>Total costo de propiedad</b>	<b>53.77</b>

Donde:

$$\text{Costos por depreciación} = \frac{Va - (Vr + \text{precio de neumaticos})}{n}$$

$$\text{Costos por interes} = \frac{Va * (\text{interes } \%) * k}{(n/N)}$$

$$\text{Costos por seguro} = \frac{Va * (\text{seguros } \%) * k}{(n/N)}$$

F) Calculo de Costos de Operación:

Costo de operación	US \$/hora
Combustible	4.71
Lubricantes (aceite grasa)	3.50
Costo filtros	1.90
Costo llantas	2.53
Reparación llanta (15% costo llanta)	0.38
Cable eléctrico	3.33
Costo reparaciones	28.00
<b>Total costo de operación</b>	<b>44.36</b>

Nota: Se observa que los datos obtenidos están en relación de U\$\$/Hora.

G) Costos adicionales en consumo de explosivos:

Para entender los costos generados, se debe aclarar que los explosivos lo asumen el cliente, en este caso Cía. Raura.

Para datos generales se adicionará los gastos generales por explosivos basados en el estándar usado en años anteriores:

Tabla 79: *Estándar malla de perforación U. M. Raura*

<b>ESTANDAR MALLA DE PERFORACION U. M. RAURA 2017-2018-2019</b>				
<b>Explosivos</b>	<b>Total. Und.</b>	<b>TOTAL (Kg).</b>	<b>U\$\$/Kg</b>	<b>U\$\$/Explo.</b>
<b>SemEXSA 65% 1 1/8"x7"</b>	382	46.81	\$2.38	\$111.42
<b>Gelatina 75% 1 1/8"X8"</b>	5	0.87	\$2.76	\$2.40
<b>Gelatina 75% 1 1/2"X12"</b>	28	12.50	\$2.76	\$34.50
<b>SemEXSA 45% 7/8"x7"</b>	189	14.95	\$2.63	\$39.32
<b>Emulex 65% 1 1/4"x12"</b>	95	24.70	\$2.53	\$62.49
<b>SUB TOTAL</b>				<b>250.1</b>
<b>ACCESORIOS</b>	<b>Cantidad</b>	<b>PZA. / MTS</b>	<b>U\$. / PZA. /MTS</b>	<b>Costo Real U\$\$</b>
<b>CORDON DETONANTE 5 G</b>	72.66	mts	\$0.29	\$21.07
<b>MECHA RAPIDA</b>	0.15	mts	\$0.37	\$0.06
<b>DETONADOR NO ELECT EXSANEL 4.8 MTS</b>	33.00	Pza.	\$1.76	\$58.08
<b>DETONADOR ENSAMBLADO DE 14 PIES</b>	2.00	Pza.	\$1.23	\$2.46
<b>SUB TOTAL</b>				<b>\$81.67</b>
<b>TOTAL (U\$\$/FRENTE)</b>				<b>\$331.79</b>

Nota: Elaboración propia

- A Continuación, se realiza la conversión a U\$\$/Tonelada:

<b>DESCRIPCION</b>	<b>Unidad</b>
AVANCE (M)	3.57
Volumen roto (m3)	43.7
Densidad del macizo rocoso (g/cm2)	2.7
Toneladas rotas (TN)	118.0
EXPLOSIVOS (U\$\$/frente)	\$331.79
<b>COSTO EXPLOSIVOS (U\$\$/TM)</b>	<b>\$2.81</b>

H) Costo total:

Dichos resultados es la suma de ambos casos que nos da un gasto general incluido explosivos por un frente, el resultado es el gasto óptimo en U\$\$/TM, de extracción:

**COSTO TOTAL (U\$\$/TM) \$12.64**

#### 44.36.1 Resultados en la sobre rotura, ANTES de la implementación del nuevo estándar de P & V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”.

##### A) Observaciones:

- En labres de secciones 3.5m x 3.5m en un macizo rocoso de calidad IV, no se encuentran estándares por motivos que son labores muy pocas comunes y en los tableros informáticos de la misma manera, por ello los operadores de jumbo utilizan los Estándares para una roca de calidad III, trayendo como consecuencia la sobre rotura por motivo de sobrecarga, ya que el factor de Potencia y carga son demasiados para las condiciones, considerando las condiciones también se tiene que los explosivos que Polvorín (Cía. Raura) entregan explosivos basándose a los estándares para una roca de clase III.
- En el proceso de carguío de explosivos usados son cargados de forma empírica, cargando más en el arranque y por igual en toda la malla esto por la falta de un estándar que explique las unidades de cartucho que deben ir en la corona y hastiales, provocando sobre rotura por la cantidad de cargar en dichos taladros.
- Otras desventajas en el siguiente cuadro:

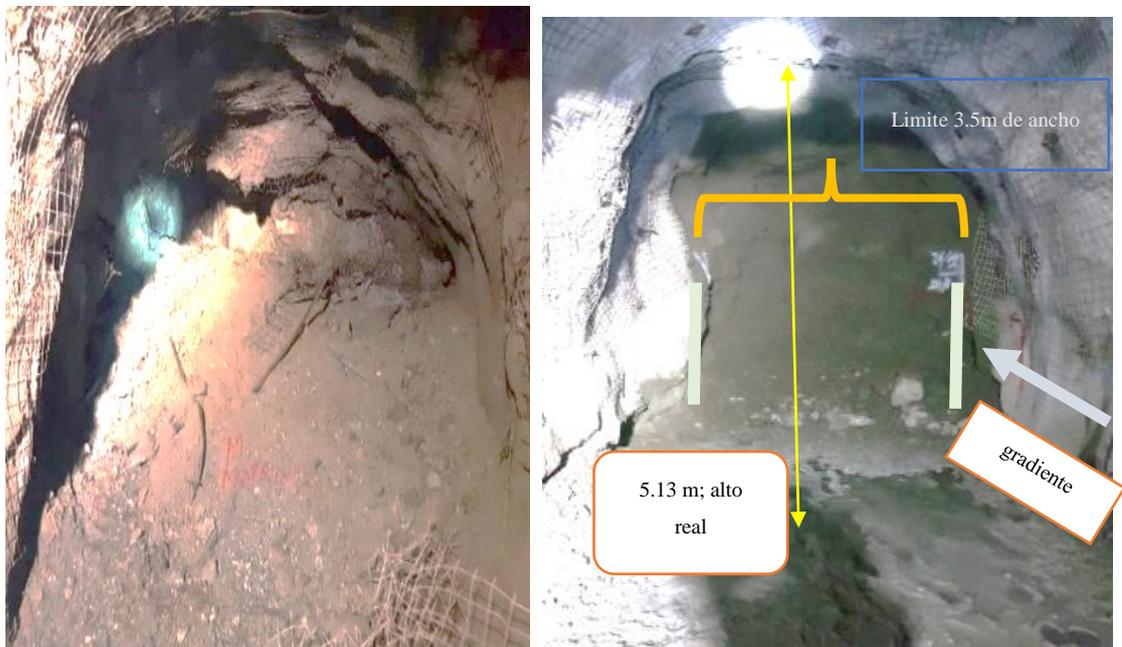


Figura 53. Consecuencias del uso de Estándar para la bores en avance. Elaboración Propia., U. M. Raura, operaciones.

En la figura N° 57 lado derecho, se puede observar que después de la voladura no controlada y la falta de dicho estándar las secciones no son parejas y estéticas a consecuencia de la carga y el tipo de roca esto generando retrasos.

Y lado izquierdo, después de realizar el desatado las labores aumentan sus dimensiones en horizontal y vertical, en la imagen la altura de la sección es de casi 5 m. cuando debería ser 3.5 y eso por no usar taladros de alivio que mencionan en estándar de roca III.

#### B) Sobre rotura en la GL651EE (labor de muestra)

En la sección de muestra se puede observar los datos adquiridos después de la voladura por el área de topografía.

Tabla 80: Cuadro de sobre rotura de la GL651EE

FECHA	TURNO	LABOR	ANCHO	ALTO	AVANCE ACUMULADO	ANCHO PROMEDIO	ALTO PROMEDIO	% SOBRE ROTURA
28/6/18	DIA	GL651EE	3.5	3.5	1.89	3.4	3.7	2.69%
30/6/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	1.6	3.51	3.8	5.16%
5/7/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	3.4	3.75	3.67	12.35%
8/7/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	3	3.75	3.67	12.35%
11/7/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	3.4	3.78	3.67	13.25%
13/7/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.7	3.85	3.67	15.34%
16/7/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	3.9	3.78	3.67	13.25%
19/7/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	3.2	3.75	3.66	12.04%
21/7/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.63	3.78	3.67	13.25%
23/7/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.9	3.78	3.66	12.94%
26/7/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.7	3.8	3.64	12.91%
28/7/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	2.76	3.87	3.64	14.99%
30/7/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	2.64	3.86	3.66	15.33%
31/7/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	3.17	3.56	3.78	9.85%
2/8/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.41	3.74	3.67	12.05%
5/8/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	1.35	3.76	3.67	12.65%
8/8/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	2.88	3.75	3.68	12.65%
9/8/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	3.4	3.7	3.67	10.85%

Nota: Área de Perforación y Voladura- Planeamiento AESA.

**C) Interpretación:**

- a) El 28/06/2018 y 30/06/2018, Se realizaron disparos de selladas, por lo cual tienen una sobre rotura de 2.69% y 5.16% que están dentro del límite que son el 10% (propuesto por el titular minero- CIA RAURA).
- b) Los disparos del 05/07/2018 hasta el 09/08/2018 se avanzaron las secciones denominadas en la tabla 55 y la longitud de perforación que varía entre 8', 10' hasta 13' como máximo, ya que las mismas condiciones del terreno no permite realizar perforaciones de mayores a 3.5 m, por consiguiente, se realiza el análisis de las secciones y tienen como resultado un promedio de sobre rotura de 12.88% generado después de la voladura.
- c) De los 16 disparos de muestra en avance lineal solo 1 disparo tiene 9.85%, que está dentro del rango permitido (10%).

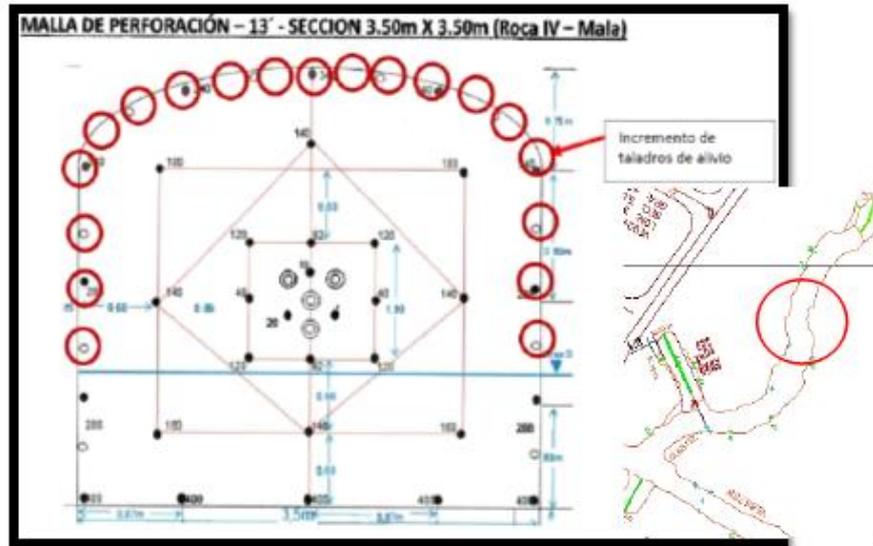
**D) Resultados finales en la sobre rotura por la falta de un estándar:**

- ❖ Podemos concluir en esta sección que no se llegó un debido control al momento de Perforar y cargar los explosivos en los taladros como se muestra en el Grafico N° 24, según datos de Topografía y datos reales en campo se indica que para realizar las labores el área de topografía tiene que marcar los límites de las secciones disminuyendo 10 cm a cada lado para generar así la sección seria de 3.3m para reducir la sección después de la voladura



Figura 54: Marcado de labor GL651EE, Nv. 100, Topografía AESA I&M. Elaboración Propia., Zona de operaciones, U. M. Raura

- ❖ Por otra parte, usando el simulador “JK Simblast” en un frente donde por la condición de terreno se perforo con las siguientes características:  
La supuesta teórica aplicada en las condiciones de terrenos (ROCA DE CALIDAD IV) para disminuir el nivel de vibraciones o el potencial de daño en el contorno de labores, y sobre excavación, fue reducir la carga de taladros de producción sin la carga de contorno, incrementando taladros de alivio y disminuyendo la carga explosiva, pero con una mala distribución de taladros y un mal carguío, trayendo como consecuencia una mala voladura en la corona y hastiales, quedando incompleto la sección volada, dichos cuadros darán mejor la interpretación de los resultados de la falta de un Estándar de Perforación y Voladura.



INTERPRETACIÓN:

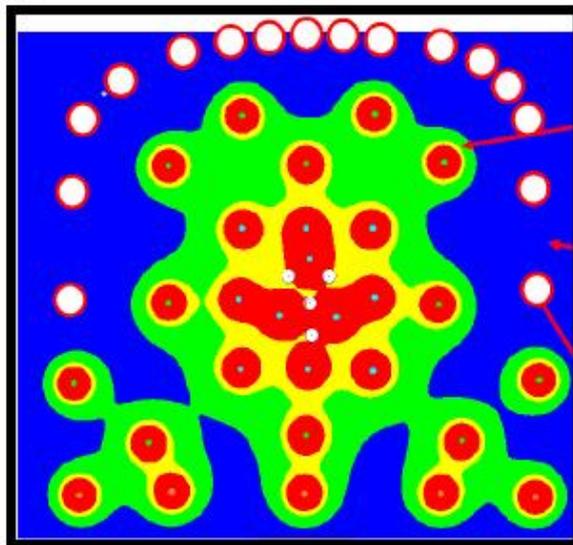


Figura 55: Resultados de la Voladura simulados en "JK Simblast" (GL651EE). Tomada del Área de Perf-Vol, AESA I&M, 2018.

- ❖ En la figura 59, se puede observar la simulación de la distribución general de los taladros realizados por los operadores de Jumbo para un macizo rocoso de calidad IV, por lo que sucede en campo es que el uso de taladros de alivio ayuda a cuadrar sección por el desate mecanizado (con equipo Scailer) cuando se realiza una buena voladura y por el contrario sucede que los taladros soplan por falta de una cara libre que la distancia entre taladros y la baja energía obtenida por los explosivo en los cuadradores.

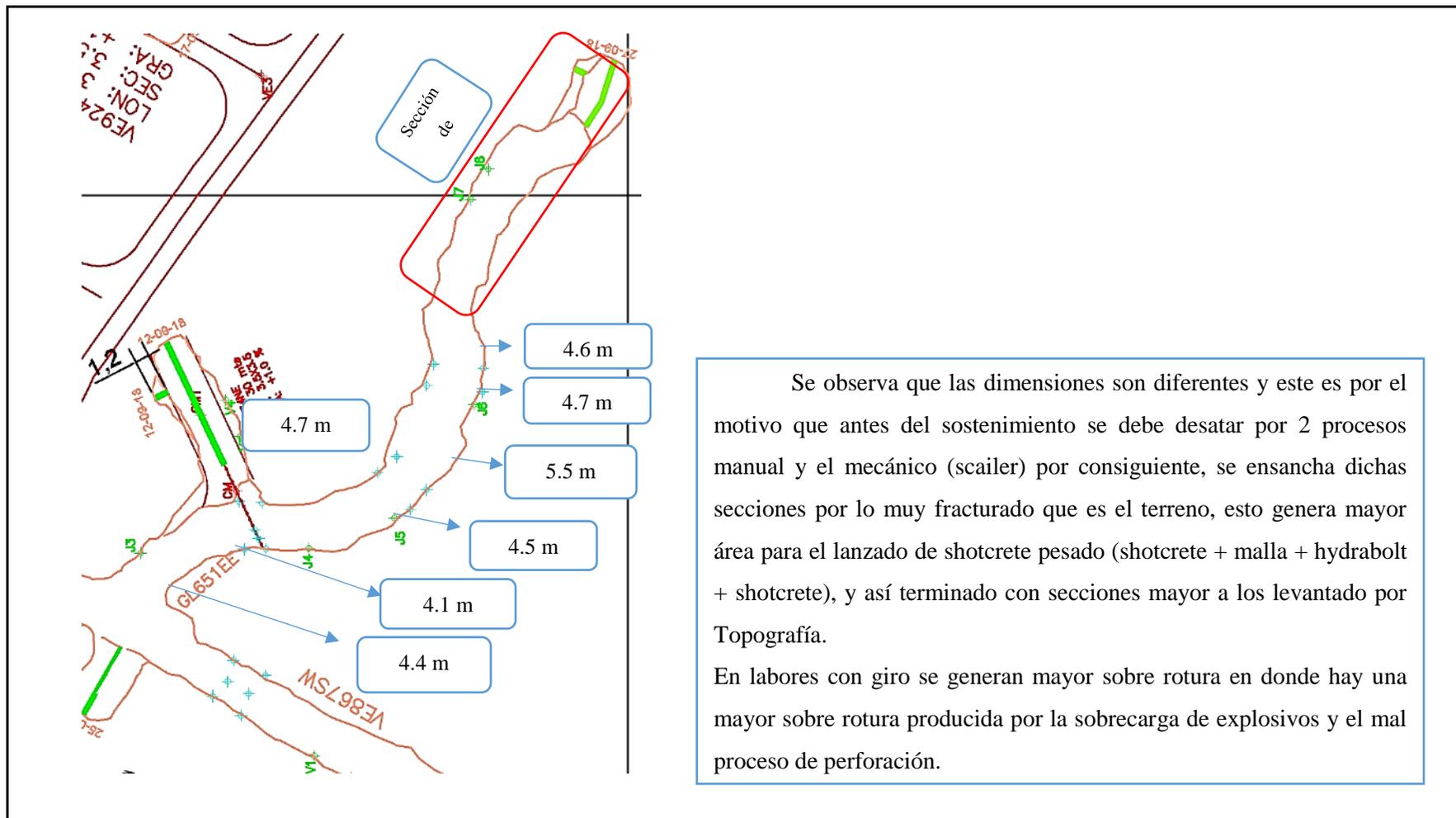


Figura 56: Plano de Nivel 100, Localización de labor "muestra" labores AESA. AutoCAD. Elaboración propia.

### E) Resultados finales en la sobre rotura por la falta de un estándar:

- ❖ Podemos concluir en esta sección que no se llegó un debido control al momento de Perforar y cargar los explosivos en los taladros, según datos de topografía y datos reales en campo se indica que para realizar las labores el área de topografía tiene que marcar los límites de las secciones disminuyendo 10 cm a cada lado para generar así la sección seria de 3.3m para reducir la sección después de la voladura.
- ❖ En la figura 61 se observa que, al lado izquierda, Se presenta la PV Sellada, donde hay un incremento de la sobre rotura por la sellada. Al lado derecho se presenta la dificultad de llevar un frente en curva la cual trae como consecuencia una mayor sobre rotura que en una labor que va en dirección recta.

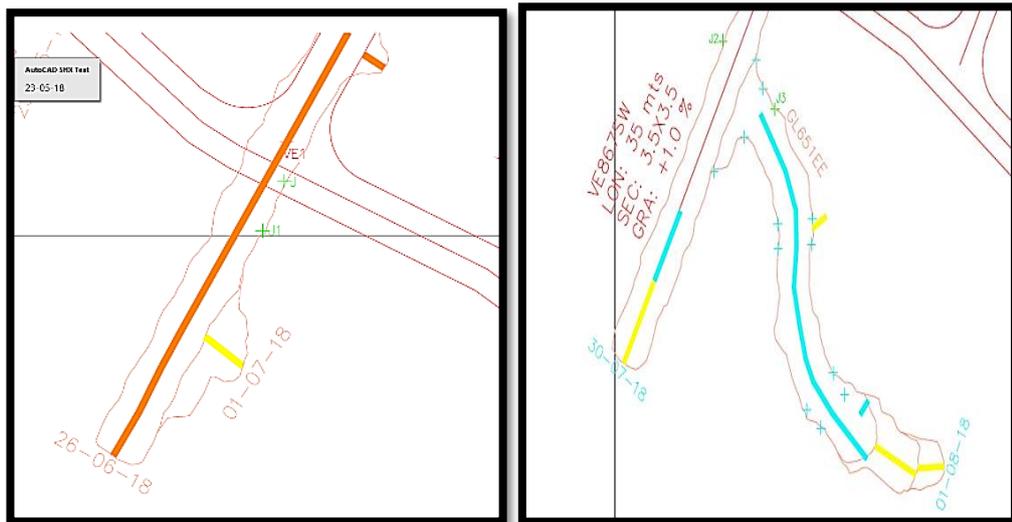


Figura 57: Características al inicio y en proceso de la labor GL651EE. Tomada del Área de Topografía, AESA, 2018.

- ❖ Otro factor es que se cargan los taladros con demasiado explosivo y genera mayor energía produciendo la sobre rotura, dichos ejemplos podemos observar en las siguientes imágenes

**F) Resultados en costos generados antes de la implementación de un nuevo estándar**

A continuación, se presentará los resultados en dólares generados por la sobre rotura, los detalles de incremento de gastos están en la siguiente descripción:

- ❖ Al producir un promedio de 12.88% de sobre rotura se genera un excedente de material roto, la cual es afectado en el proceso de limpieza, donde los gastos de equipo propuesto va ser mayor a lo programado, como se detalla en los siguientes enunciados:
  - La rotura optima de material es de 121.39 TN/Frente (avance de 3.67 según los P.U. y a una G.E de 2.3 g/cm<sup>2</sup>), entonces por metro avanzado se produce 33.075 TN/M.
  - Con un 12.88% de sobre rotura se está generando 37.34 TN/M.
  - Los resultados afectan directamente a tiempo de limpieza de un frente, por el scoop, que está considerado dentro de los gastos, haciendo que nuestro gasto por tonelada aumente.
- ❖ Dichos detalles se pueden observar en el siguiente cuadro general considerando la sobre rotura obtenida de los parámetros anteriores.

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDA D	COSTO/UNI T	COSTO PARCIAL	<b>COSTO/ M</b>
<b>PERSONAL</b>					<b>78.57</b>
<b>VENTILACION</b>					<b>6.35</b>
<b>MAQUINARIA Y EQUIPO</b>					
Jumbo 1 brazo - Operación	hor	3.95	44.36	175.23	
Jumbo 1 brazo - Propiedad	hor	2.93	53.77	157.52	
scoop 4.2 yd3 - Operación	hor	5.47	40.41	221.04	
scoop 4.2 yd3 - Propiedad	hor	5.24	30.66	160.70	
			<b>TOTAL</b>		<b>194.68</b>
<b>PERFORACION</b>					<b>36.84</b>
<b>HERRAMIENTAS</b>					<b>12.94</b>
<b>IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>					<b>4.25</b>
				<b>SUB TOTAL</b>	<b>333.64</b>
				<b>TOTAL U\$\$/TM</b>	<b>10.09</b>

OBSERVACION:

Al aumentar las horas de limpieza aumenta nuestro costo parcial, de 186.19 U\$S/M a 194.68 U\$S/M, dándonos un general de 10.09 U\$S/TM.

- ❖ Resultado general adicionando consumo de explosivos:

<u>DESCRIPCION</u>	<u>Unidad</u>
<b>COSTO EXPLOSIVOS (U\$S/TM)</b>	<b>\$2.81</b>
<b>TOTAL U\$S/TM (EJECUCION)</b>	<b>\$10.09</b>

- ❖ Resultado final:

<b>COSTO TOTAL (U\$S/TM)</b>	<b>\$12.90</b>
------------------------------	----------------

**44.36.2 Resultados en la sobre rotura, DESPUÉS de la implementación del nuevo estándar de P & V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”.**

**A. Análisis de la sección:**

- ❖ En las operaciones se cuenta con los siguientes datos de campo obtenidos antes de realizar la perforación en la labor de muestra GL651EE nv 100, mostrados en la Figura 62.

Recomendación geomecánica generado por el “Departamento de Geomecánica” y nos da la siguiente interpretación:

- En la parte superior nos indica que vamos a empezar a realizar un avance en una “Roca Mala” clasificada en una calidad IV-A. que nos quiere decir que el avance se va realizar con un sostenimiento previo denominado “SHOTCRETE PESADO” incluido el shotcrete de sacrificio, ya que sin ello no se puede realizar la perforación del frente como también para la selección de explosivos a usar por cada frente.

CARTILLA GEOMECANICA		
<b>ÁREA DE PLANEAMIENTO</b> DEPARTAMENTO: GEOMECÁNICA	<b>200</b> <b>Nv.BP710SW</b> <b>BRENDA</b> <b>E.E AESA</b>	
<b>CARACTERÍSTICAS GEOMECANICAS</b>		
<b>CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO:</b>	MALA (TIPO IVA ) GSI = IF/P	RMR = 38 Q = 0.52
<b>RECOMENDACIONES DE SOSTENIMIENTO</b>		
<b>TIPO DE SOSTENIMIENTO :</b> Shotcrete 3" + Malla + Hydrabolt		
Sostener con Shotcrete + Malla + Hydrabolt hasta el tope		
<b>DIMENSIONAMIENTO DE LABOR</b>		
	<b>DIMENSION SEGÚN PLAN DE MINADO</b>	<b>DIMENSION MÁXIMO SEGÚN CÁLCULO GEOMECÁNICO</b>
<b>ANCHO DE EXCAVACIÓN :</b>	3.5 m	4.12 m
<b>ALTURA DE EXCAVACIÓN*:</b>	3.5 m	3.52 m

recomendación geomecanica:

Figura 58: Recomendación Geomecánica.Tomada del: Departamento de Geomecánica, Compañía Minera Raura, 2018.

- ❖ El proyecto de la labor de muestra nos indica las direcciones, pero la condición en campo la marca de la “CENTRO Y COLA” esta llevado por el Departamento de Geología por motivos de seguir estructura,
- ❖ A continuación, se presenta la marca de centro para la dirección de la perforación observado en la siguiente figura 63, por el lado izquierdo el marcado de centro para iniciar el pintado del arranque de la malla, y en la derecha Iniciado de perforación y la aplicación de tubos de PVC por el tipo terreno, usado para que al momento de carguío no se tape los taladros por los detritos.



*Figura 59:* Inicio de Pintado del Centro e inicio de perforación del arranque. Elaboración propia

- ❖ El equipo utilizado al momento de la perforación es un Jumbo electrohidráulico de 2 brazos Sandvik DD321, con barras de 14 pie para la perforación en una estructura de calidad IV con brocas de diámetro de 45 mm. Como un estándar en las operaciones como se muestra en la figura 64.

### ZONA DE PREPRACION Y PRODUCCION:

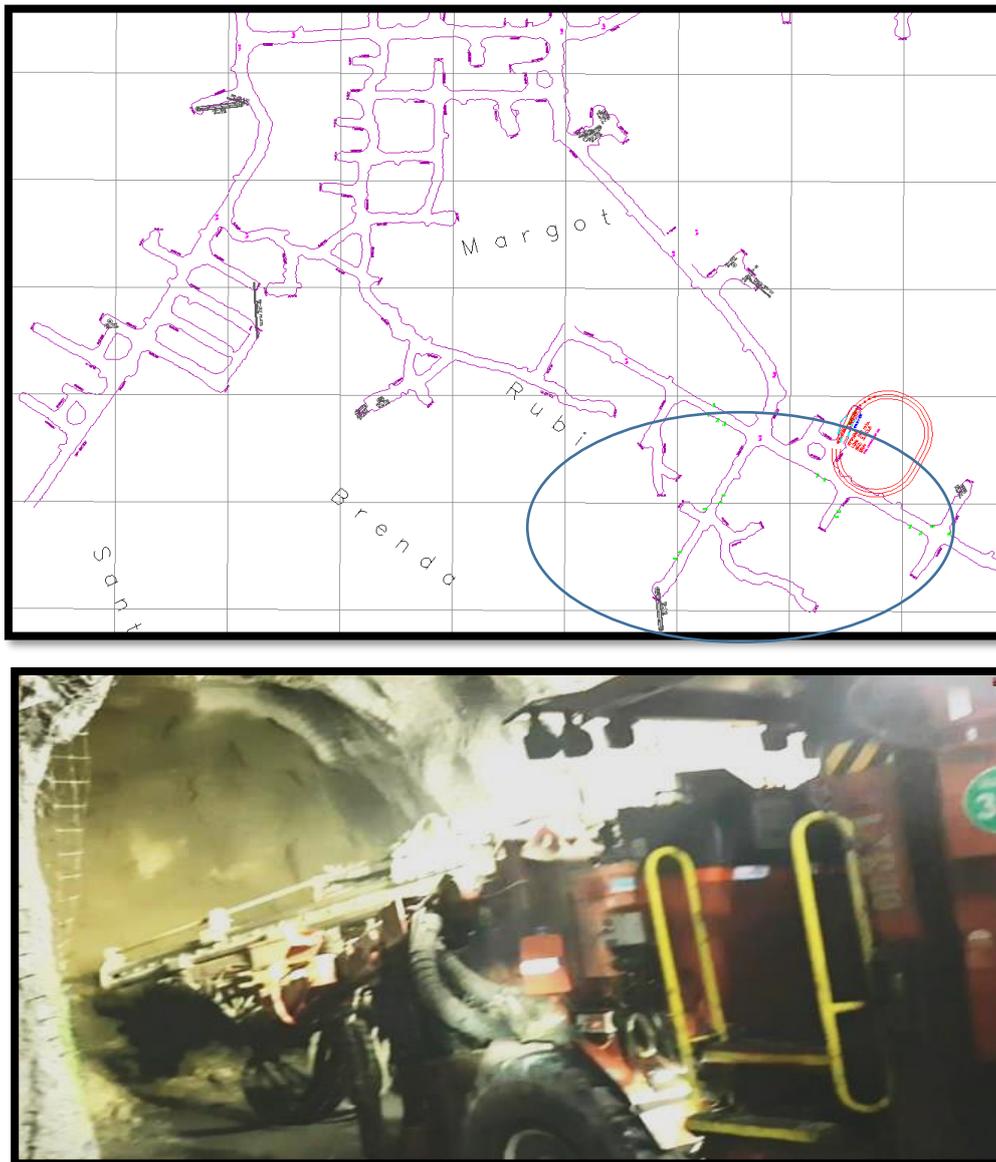


Figura 60: Jumbo electrohidráulico denominado “Jumbo DD321-1”. Elaboración propia

- B. Características de las labores de muestra, aplicando en nuevo diseño de malla de P&V.**
- Después de la aplicación de nuevo diseño de malla y un debido control se concluyó que la sobre rotura en las secciones es directamente proporcional a la dirección de la labor llevada,

- Se observa que al reducir la sección de la malla en una labor recta podemos conseguir mejores resultados en la sobre rotura y los resultados dados por Topografía nos da un porcentaje de sobre rotura entre 6.97% hasta 12.05%.
- Dichos datos se pueden representar en la siguiente figura 65.

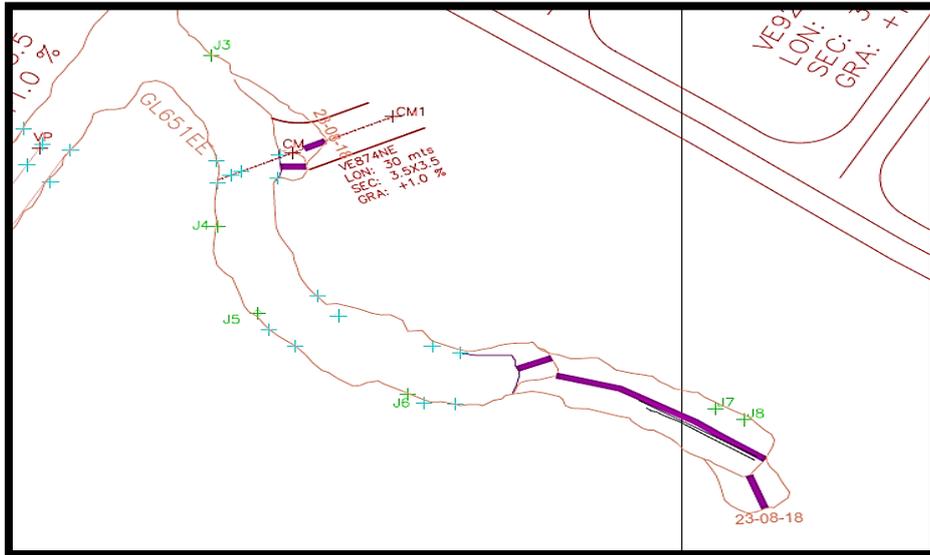


Figura 61: Características al inicio y en proceso de la labor GL651EE. Elaboración propia

- ❖ Por otro lado, en la siguiente figura 66, nos indica que al momento de realizar las pruebas en labores de proyección recta como en la VE721EE, podemos observar que la sobre rotura es menor, las cuales los parámetros están entre 4.33% hasta 12.02% incluyendo también una mejora en el avance.

Dichos resultados nos dan por las siguientes características:

- Mejor control en el paralelismo al momento de perforación.
- La reducción de labor y el carguío adecuado en la corona y hastiales sean las adecuadas.

Que el frente de perforación tenga una proyección recta.

### Preparación del cuerpo Breka:

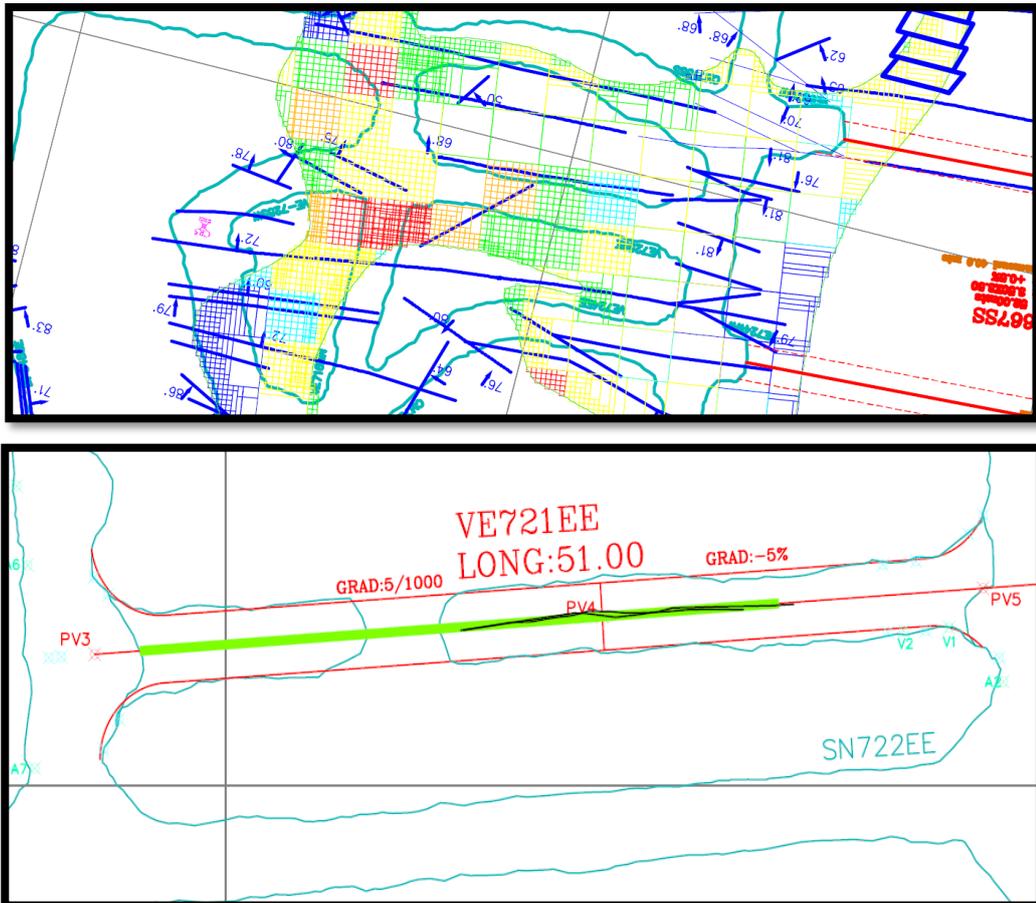


Figura 62: Características al inicio y en proceso de la labor VE721EE. Tomada del Área de Topografía, AESA, 2018.

:

### C. Resultados en el seguimiento de la zona de aplicación:

- ❖ Pintado y marcado de la nueva malla de perforación y voladura:
- ❖ Control en el arranque
  - Como resultado del seguimiento y control se puede observar en la siguiente figura 67, que el frente esta con Shotcrete de sacrificio con el fin de proteger a los maestros de caída de rocas al momento de carguío. Se puede identificar claramente la distribución de los taladros del arranque y los 4 taladros rimados. El arranque es un estándar propuesto, por ello el control de generar un buen paralelismo y distancia entre ellos.

A continuación, presentamos el arranque de la malla de perforación:

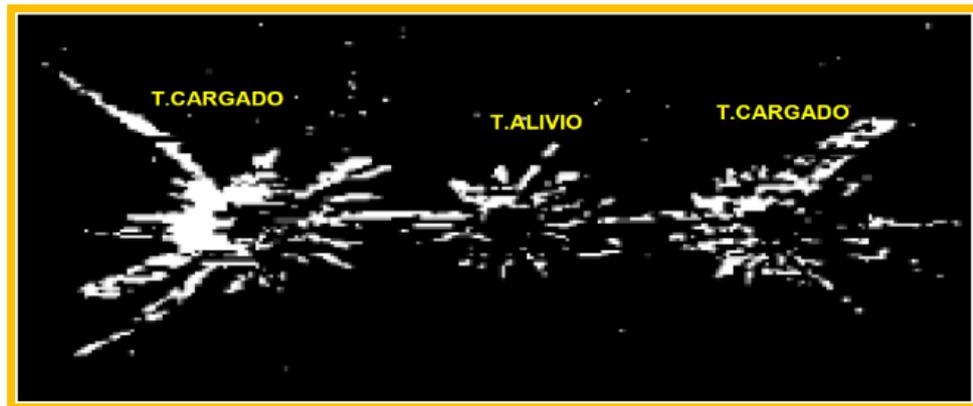


*Figura 63:* Perforación de un Arranque en un macizo rocoso de calidad IV, sobre shotcrete de sacrificio en el frente. Tomada del Área de Topografía, AESA, 2018.

❖ Control en hastiales y corona:

- En los siguientes controles se puede mencionar que la manera más adecuada de seguir el estándar propuesto es uso adecuado de la Voladura controlada en la corona y hastiales  
Para el control de la sobre rotura se realiza y se estandariza el uso de cañas de recorte, accionados con cordón detonante mostradas en la siguiente imagen:

En la siguiente figura 68 se observa la preparación de las cañas accionadas con el cordón detonante espaciadas para los hastiales. Estas cañas de recorte son para el control de todo contorno, las cuales son preparadas con explosivo sin confinar (desacoplado); con el fin de amortiguar la energía generada por el explosivo generando cortes uniformes como nos muestra.



*Figura 64:* Cañas preparadas para el uso en hastiales y corona. Tomada del Área de Operaciones AESA, Compañía Minera Raura, 2018 y 2019.

Beneficios y control:

- ❖ Reduce el nivel de vibraciones, menor consumo de explosivos, mejor estabilidad y perfil del macizo rocoso.
- ❖ El incremento de taladros de recorte en el contorno para el control de sobre rotura; permite reducir el daño generado por el explosivo a 0.20cm de influencia con respecto a los taladros cargados producto de la reacción del explosivo.

#### **D. Resultados de la labor aplicando el nuevo diseño de malla de Perforación y voladura en un macizo rocos de calidad IV.**

Cálculo de sobre rotura en labores de muestra:

En el siguiente cuadro brindado por el área soporte de topografía de la empresa especializada Administración de Empres S.A.C. se presenta las dimensiones y la sobre rotura calculada en las labores de muestra presentadas en el siguiente cuadro.

Tabla 81: Sobre rotura calculada en las labores de muestra

MES	FECHA	TURNO	LABOR	ANCHO	ALTO	AVANCE ACUMULADO	ANCHO PROMEDIO	ALTO PROMEDIO	M3 PROG.	M3 EJEC.	% SOBREROTURA
Agosto	11/8/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	2.2	3.7	3.6	26.95	29.30	8.73%
Agosto	12/8/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.3	3.74	3.67	28.18	31.57	12.05%
Agosto	14/8/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	3.3	3.75	3.66	40.43	45.29	12.04%
Agosto	17/8/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	2.7	3.73	3.6	33.08	36.26	9.62%
Setiembre	19/9/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	1.7	3.8	3.7	20.83	23.90	14.78%
Setiembre	21/9/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.3	3.61	3.65	28.18	30.31	7.56%
Setiembre	24/9/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	2.7	3.7	3.7	33.08	36.96	11.76%
Setiembre	25/9/18	NOCHE	GL 651EE	3.5	3.5	3	3.65	3.59	36.75	39.31	6.97%
Setiembre	26/9/18	DIA	GL 651EE	3.5	3.5	1.1	3.7	3.69	13.48	15.02	11.45%
Agosto	20/08/18	DIA	VE721	3.5	3.5	3.38	3.73	3.66	41.41	46.14	11.44%
Agosto	24/08/18	DIA	VE721	3.5	3.5	3.7	3.75	3.64	45.33	50.51	11.43%
Agosto	25/08/18	NOCHE	VE721	3.5	3.5	3.16	3.77	3.64	38.71	43.36	12.02%
Agosto	27/08/18	DIA	VE721	3.5	3.5	1.56	3.55	3.6	19.11	19.94	4.33%
Setiembre	2/09/18	DIA	VE721	3.5	3.5	4.2	3.57	3.69	51.45	55.33	7.54%
Setiembre	2/09/18	DIA	VE721	3.5	3.5	3.6	3.63	3.74	44.10	48.87	10.83%
Setiembre	3/09/18	NOCHE	VE721	3.5	3.5	4	3.63	3.59	49.00	52.13	6.38%
Setiembre	4/09/18	DIA	VE721	3.5	3.5	4.3	3.8	3.63	52.68	59.31	12.60%
Setiembre	5/09/18	DIA	VE721	3.5	3.5	3.5	3.71	3.64	42.88	47.27	10.24%
Setiembre	6/09/18	NOCHE	VE721	3.5	3.5	3.5	3.75	3.64	42.88	47.78	11.43%

Nota: Elaboración propia

#### Observación:

- ❖ Según lo diagnosticado, en la labor GL651EE, se tiene un promedio de 10.55% dándonos un 1.87% de reducción, ya que antes de implementar el nuevo diseño nos daba un promedio de 12.42%
- ❖ Por otro lado, cuando se implementó en la labor alterna VE72EE podemos tener un resultado promedio de sobre rotura de 9.82% y un mayor avance.
- ❖ En conclusión, otro factor para la reducción de la sobre rotura es la dirección del avance, ya que es directamente proporcional a la dirección de perforación, pero todo esto se puede controlar usando bien un diseño de malla de Perforación Voladura.

## E. Resultados en costos generados antes de la implementación de un nuevo estándar

Considerando los resultados generados por el área de Topografía AESA, se dará los resultados en dólares generados por la sobre rotura, los detalles considerados están en las siguientes descripciones de costos:

- ❖ Después de realizar la implementación del nuevo estándar de perforación y voladura para secciones de 3.50 m x 3.5 m en un macizo rocoso de calidad IV usando el modelo matemático “Áreas de Influencias”. Se observa que hay una reducción de sobre rotura en las labores de muestra donde se ejecutaron los controles necesarios para la implementación del estándar se obtiene los siguientes resultados:
  - Con un promedio de sobre rotura de 9.82% (el más óptimo) se genera 36.32 TN/M de material roto.
- ❖ Considerando que los parámetros generales son las mismas se puede obtener el cuadro resumido de gastos considerando el material roto actual.

Tabla 82. Cuadro resumido de gastos

DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO/UNIT	VIDA UTIL	COSTO PARCIAL	COSTO/M
PERSONAL						78.57
VENTILACION						6.35
MAQUINARIA Y EQUIPO						192.67
PERFORACION						36.84
HERRAMIENTAS						12.94
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						4.25
						<b>TOTAL U\$\$/M</b>
						<b>TOTAL U\$\$/TM</b>
						<b>331.63</b>
						<b>10.03</b>

Nota: Elaboración propia

- ❖ Resultado general adicionando consumo de explosivos:
  - En dicho caso si veremos una variación del costo de los explosivos ya que al implementar el nuevo estándar se redujo la carga y una reestructuración en la distribución de los taladros siendo más eficiente, dichos costos de explosivos se presentan en el siguiente cuadro:

Tabla 83. Cuadro resumido de gastos

EXPLOSIVO PARA LA NUEVA DISEÑO DE MALLA (AREAS DE INFLUENCIAS)

<i>Explosivos</i>	Total. Und.	TOTAL (Kg).	U\$\$/Kg	U\$\$/Explo.
<b>SemEXSA 65% 1 1/2"x12"</b>	70	25.74	\$2.38	\$61.25
<b>SemEXSA 65% 1 1/8"x7"</b>	204	25.00	\$2.38	\$59.50
<b>SemEXSA 45% 7/8"x7"</b>	123	9.73	\$2.63	\$25.59
<b>Emulex 65% 1 1/4"x12"</b>	50	13.00	\$2.53	\$32.89
<b>Gelatina 75% 1 1/8"X8"</b>	0	0.00	\$2.76	\$0.00
			<b>SUB TOTAL</b>	<b>\$179.23</b>
<b>ACCESORIOS</b>	<b>Cantidad</b>	<b>PZA. / MTS</b>	<b>U\$\$ / PZA. /MTS</b>	<b>Costo Real U\$\$</b>
<b>CORDON DETONANTE 5 G</b>	72.66	mts	\$0.29	\$21.07
<b>MECHA RAPIDA</b>	0.15	mts	\$0.37	\$0.06
<b>DETONADOR NO ELECT EXSANEL 4.8 MTS</b>	33.00	Pza.	\$1.76	\$58.08
<b>DETONADOR ENSAMBLADO DE 14 PIES</b>	2.00	Pza.	\$1.23	\$2.46
			<b>SUB TOTAL</b>	<b>\$81.67</b>
<b>TOTAL (U\$\$/FRENTE)</b>				<b>\$260.89</b>

Nota: Elaboración propia

- ❖ Al igual que en el anterior proceso, realizaremos la conversión a U\$\$/TM.

Tabla 85. Cuadro

DESCRIPCION	Unidad
AVANCE (M)	3.57
Volumen roto (m3)	43.7
Densidad del macizo rocoso (g/cm2)	2.7
Toneladas rotas (TN)	118.0
EXPLOSIVOS (U\$\$/frente)	\$260.89
<b>COSTO EXPLOSIVOS (U\$\$/TM)</b>	<b>\$2.21</b>

Nota: Elaboración propia

- ❖ Costo final implementando el nuevo estándar de P&V:

Tabla 86. Cuadro de costos

DESCRIPCION	Unidad
COSTO EXPLOSIVOS (U\$\$/TM)	\$2.21
TOTAL U\$\$/TM EJECUCION	\$10.03
<b>COSTO TOTAL (U\$\$/TM)</b>	<b>\$12.24</b>

Nota: Elaboración propia

#### 44.36.3 Resultado comparativo de ambos casos antes y después de la implementación del nuevo estándar de perforación y volcadura

Obteniendo los datos generales en ambos casos se obtiene los siguientes tablas:

- ❖ Izquierda: NUEVA DISEÑO DE MALLA (AREAS DE INFLUENCIAS)
- ❖ Derecha: ESTANDAR MALLA DE PERFORACION U. M. RAURA 2017-2018-2019

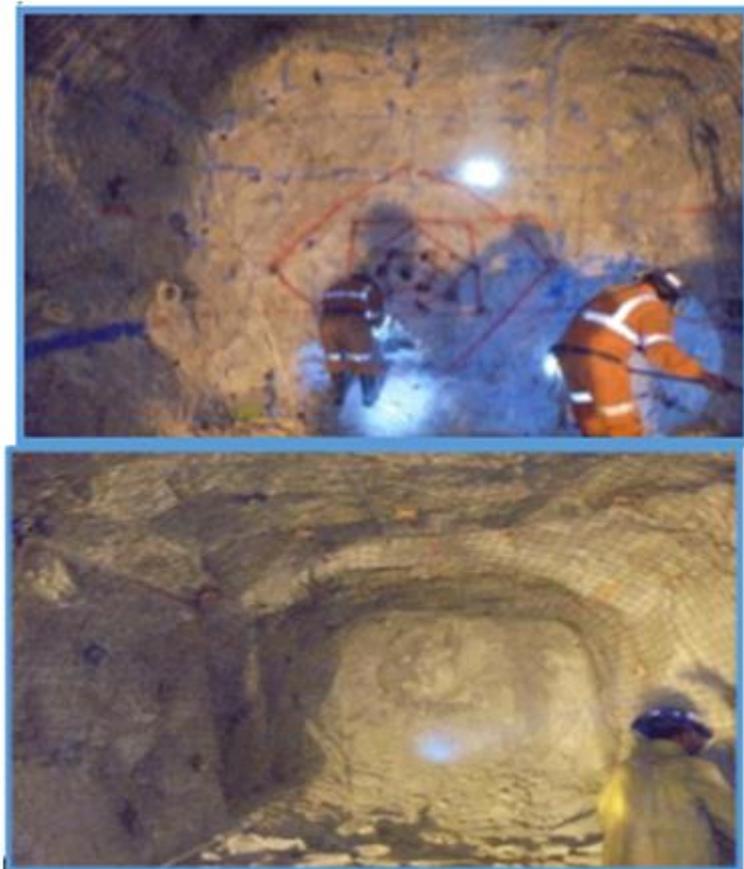
<u>DESCRIPCION</u>	<u>Unidad</u>	<u>DESCRIPCION</u>	<u>Unidad</u>
Costo explosivos (u\$\$/tm)	\$2.21	Costo explosivos (u\$\$/tm)	\$2.81
Total u\$\$/tm ejecución	\$10.03	Total u\$\$/tm ejecución	\$10.09
<b>COSTO TOTAL (U\$\$/TM)</b>	<b>\$12.24</b>	<b>COSTO TOTAL (U\$\$/TM)</b>	<b>\$12.90</b>

Resultados:

- ❖ Con una sobre rotura menor al 10% se obtiene un costo total de 12.24 U\$\$/TM de material roto.
- ❖ Con una sobre rotura mayor al 12% se obtiene un costo total de 12.90 U\$\$/TM de material roto.
- ❖ La implementación de un nuevo estándar para un macizo roco de calidad IV reduce en un 5% del costo total ahorrando 0.66 U\$\$/TM.

#### 4.6 Ventajas del uso de estándar en labores de explotación y/o avances dentro de la U.M. Raura:

- a) En la Compañía Minera Raura se puede anticipar que en labores como rampas principales y by pass se utiliza estándares de Perforación y voladura por las siguientes condiciones. Secciones mayores a 3.5m x 3.5m hasta 5.00m x 5.00 m y macizos rocos en estéril, la cual nos da un índice de calidad de roca muy buena, que estaríamos hablando de un macizo rocoso de calidad IV.
- b) La ventaja de los procedimientos y estándares que se encuentran diseñadas en labores antes mencionadas y nos generan una buena voladura y por consiguiente todos los demás procesos posteriores, reduciendo costos por tener menor área de sostenimiento. El buen uso de las indicaciones mencionadas en el estándar trae como beneficio una sobre rotura menor a 5% de las secciones programadas como se muestra en la figura 69.



*Figura 65:* Consecuencias del uso de Estándar para labores en avance  
Elaboración Propia., U. M. Raura, operaciones.

#### 4.7 PRUEBA DE HIPÓTESIS

$h_0$ = la estandarización de la malla de perforación y voladura no influye significativamente en las sobre roturas para labores de sección 3.5 x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase iv aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. 2018.

$h_1$ = la estandarización de la malla de perforación y voladura influye significativamente en las sobre roturas para labores de sección 3.5 x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase iv aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. 2018.

nivel de significancia:  $\alpha = 0.05$

Tabla 827: Student para rotura antes y después de la aplicación

	Diferencias emparejadas					t	gl	Sig. (bilateral)
	Media	Desviación estándar	Media de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia				
				Inferior	Superior			
Par 1 ROTURA ANTES – ROTURA DESPUES	3,43000	3,52900	,91118	1,47571	5,38429	3,764	14	,002

Nota: Base de datos SPSS

El valor de t de Studen es 3.764 y la significancia bilateral ( $p=0.02 < 0.05$ ) lo que indica que la diferencia entre roturas para labores de sección 3,5 x 3,5 m. en un macizo rocoso de clase IV antes y después de la aplicación es significativa.

#### Decisión Estadística

Por lo tanto, se rechaza la hipótesis nula y se acepta la de investigación en el sentido que La estandarización de la malla de perforación y voladura influye significativamente en las sobre roturas para labores de sección 3.5 x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase iv aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. 2018. ( $p=0.02 < 0.05$ )

## CONCLUSIONES

1. Se ha determinado que la estandarización de la malla de perforación y voladura influye significativamente en las sobre roturas para labores de sección 3.5 m. x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase IV aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía Minera Raura S.A. en la reducción de la sobre rotura en condiciones
2. De la implementación de la estandarización de la malla de perforación y voladura se observa que aplicando el nuevo diseño se reduce en un 29.4% de factor de carga y factor lineal: 29.32 Kg de explosivos menos que la anterior malla; 0.67 kg/m<sup>3</sup> menos en el Factor de carga.; 8.22 kg/m menos en el factor lineal.
3. Se ha identificado los resultados en el sobre rotura, antes de la implementación del nuevo estándar de P & V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias” donde no se llevó un debido control al momento de Perforar y cargar los explosivos en los taladros, según datos de topografía y datos reales en campo se indica que para realizar las labores el área de topografía tiene que marcar los límites de las secciones disminuyendo 10 cm a cada lado para generar así la sección sería de 3.3m para reducir la sección después de la voladura. Otro factor es que se cargan los taladros con demasiado explosivo y genera mayor energía produciendo la sobre rotura, dichos ejemplos podemos observar en las siguientes imágenes.
4. Se ha identificado los resultados en el sobre rotura, después de la implementación del nuevo estándar de P & V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”. Donde según lo diagnosticado, en la labor GL651EE, se tiene un promedio de 10.55% dándonos un 1.87% de reducción, ya que antes de implementar el nuevo diseño nos daba un promedio de 12.42%. Por otro lado, cuando se implementó en la labor alterna VE721 podemos tener un resultado promedio de sobre rotura de 9.82% y un mayor avance. En conclusión, otro factor para la reducción de la sobre rotura es la dirección del avance, ya que es directamente proporcional a la dirección de perforación, pero todo esto se puede controlar usando bien un diseño de malla de Perforación Voladura, también se genera una reducción significativa en los costos en un 5% del costo total ahorrando 0.66 U\$\$/TM.

## RECOMENDACIONES

1. Con la implementación de modelo matemático “Áreas de Influencia” aplicado para un estándar de perforación y voladura, se recomienda aplicar en labores con una marca y dirección rectas de proyecto con el propósito de aumentar la influencia positiva en la reducción de la sobre rotura en la corona y hastiales des pues de la voladura, esto porque el paralelismo al momento de perforar es mejor que en proyectos que tienen un cambio de dirección.
2. Antes del inicio de la perforación se debe identificar bien la estructura geomecánica del macizo rocoso, la cual se recomienda realizar un mapeo geológico, sondeos, etc. o pedir al área especializada para que brinden las recomendaciones geomecánicas como RMR, RQD y Q, para tomar las decisiones y saber en qué estructura estamos trabajando, dichos parámetros no solo ayudan al momento de la perforación sino también para saber el tipo de sostenimiento que se debe aplicar en el macizo rocoso.
3. En la selección de explosivos puede ser variado, pero para aplicar dicho estándar de P&V hay que tener presente que una roca de calidad IV tiene una asignación de 21-40 de RMR, y que la presión de detonación de taladro en el arranque es de 51.8 kbar con dinamita SemEXSA 65% 1 ½”x12” con una presión de detonación de 95 kbar. Esto nos da entender que para determinar el tipo de explosivo a usar es tener presente la PoD como principio fundamental, ya que mientras llegemos a una PoD requerida por taladro no importa si se usa dinamitas, emulsión o anfo, la intención es que se debe trabajar en función de la PoD de cada explosivo.
4. Para decidir el tipo de explosivo a usar en un macizo rocoso de calidad IV, se recomienda usar dinamita de alta PoD en el arranque y de baja PoD en la corona, dicho explosivo cuenta con mejor simpatía y actúa de manera adecuada al momento de carguío cuando el taladro se llena de detritos a lo largo de la columna de carga por las condiciones de terreno. En caso se quiera usar otro tipo de explosivo como la emulsión se recomienda el uso de tubos, ya que en el estándar de esta malla de P&V se usa emulsión en el arrastre y de manera entubadas también por la presencia de agua en el piso.
5. La aplicación de la malla de perforación y voladura usando el modelo matemático áreas de influencias da entender la prioridad en los taladros de la corona y hastiales como

parte de una voladura controlada se recomienda el marcado con supervisión plantada para realizar el seguimiento al proceso de perforación y así verificar el cumplimiento de todos los taladros cargados y taladros de alivio en la corona y hastiales con el fin de reducir las vibraciones y realojamiento de la roca después de la voladura con el propósito de reducir la sobre rotura.

6. Para mejorar el proceso unitario de perforación y voladura se debe de realizar el constante seguimiento al proceso de implementación de un nuevo estándar de la malla de perforación y voladura para labores de sección 3,5 x 3,5 m. en un macizo rocoso de clase IV aplicando el “Modelo Matemático de Áreas de Influencias”, con la recolección de datos e identificación de problemas en la perforación, condición de terreno explosivo a usar y el carguío de frente para mejorar la distribución de la carga de explosivo en el frente según va variando el terreno a lo largo del proyecto.
7. Se recomienda previamente la capacitación constante para los colaboradores en la implementación del nuevo estándar a los trabajadores en superficie e interior mina, desde un feedback en teoremas de perforación y voladura como también el uso adecuado de explosivos.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. SANTANA, Leonard. *Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e índice de volabilidad de Lylli*. Tesis de titulación (Ingeniería de Minas ), Universidad Nacional Del Centro del Perú. Huancayo : s.n., 2014. p.112.
2. MENDOZA, Norma. *Optimización de la voladura controlada aplicando un Modelo Matemático en la Unidad Minera Paraíso-Ecuador*. Tesis de titulación (Ingeniera de Minas), Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo : s.n., 2014. p.39.
3. CHIPANA, Rudy. *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*. Tesis de titulación (Ingeniero de Minas), Universidad Nacional del Altiplano. Puno : s.n., 2015. p.68-69
4. CASTRO, J. *Reducción de la sobrerotura en el Crucero 3910 del Nivel 2360 de La Mina "PEC" de La Cia. Consorcio Minero Horizonte*. Tesis de titulación (Ingeniero de Minas), Universidad Nacional de Trujillo. Trujillo : s.n., 2016. p.121,133
5. AMES, V. *Libro de Tecnología de Explosivos*. [ed.] Grupo Editorial Gaceta. Huancayo : 4° edición, 2010. p.57
6. RAMIREZ, Pedro y MONGE, Leandro. *Mecánica de rocas: Fundamentos en Ingeniería de Taludes*. Madrid : Editorial Universidad Politécnica de Madrid, 2004. p.64
7. HOEK, E. y BROWN, E. *Excavaciones subterráneas en roca*. Mexico : Mcgraw - Hill / Interamericana de mexico, 2010. p.52
8. EXSA. *Manual práctico de voladura*. Lima – Perú : 4 Edición, Capitulo 10-12-14 ta, 2005. p.62-65,120,126 p.35-39
9. GONZÁLEZ DE VALLEJO, Luis, et al. *Ingeniería Geológica*. [ed.] S.A. Pearson Educación. Madrid : s.n., 2002.p.6
10. GUSTAFSSON, R. *Técnica Sueca De Voladura*. [ed.] Universidad de California Nova. California : s.n., 1993.p.17
11. OJEDA, Rene. *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. Trabajo de investigación presentado en la Empresa Explotadora Vinchos Ltda. S.A.C. 2010.p.144
12. IV CONEINGEMMET. *Nueva teoría pra calcular el Burden*. Huancayo - Perú : s.n., 2003.p.162
13. SUAREZ, Jaime. *Clasificación del Macizo Rocosos*. Colombia : s.n. p.64
14. KONYA, C.; y ALBARRAN, E. *Diseño De Voladuras*. Cuicatl : Pág. 30-60., 1998.

15. LÓPEZ, Carlos, et al. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. [ed.] Universidad Politécnica de Madrid. Madrid : s.n., 2003. p. 478 - 500.
16. LÓPEZ, Carlos, et al. *Manual De Túneles Y Obras Subterráneas*. [ed.] Carlos López Jimeno. 3 ra Edición. Madrid : s.n., 2000. p.120
17. SCHERPENISSE, C. *Diseño y Evaluación de Voladuras Controladas y Precorte*, curso Voladura EXSA. 2006.p.69
18. VIDAL, C. *Reducción de costos en perforación y voladura y optimizándolos estándares de perforación y voladura en las labores de avance en la veta Jimena de la Mina Papagayo - Poderosa*. Tesis de titulación (Ingeniero de Minas), Universidad Nacional de Trujillo. Trujillo : s.n., 2015. p.37
19. TURRIARTE, C. *Material De Trabajo Diplomado De Perforación Y Voladura*. LIMA : Cámara Minera Del Perú – INTERCADE, 2013. p.56
20. TAFUR, Raúl. *La tesis universitaria*. Lima-Perú : Mantaro, 2015. p.39
21. SIERRA, B.R. *Técnica de investigación social*. 3ra edición. Madrid : Editorial Paraninfo, 1985. p.71
22. SUPO, José. Seminarios de investigación. <https://seminariosdeinvestigacion.com/>. [En línea] 2017. [Citado el: 15 de junio de 2019.]
23. KERLINGER, F.N. *Enfoque conceptual de la investigación del comportamiento*. 4TA. EDICIÓN. México : Editorial Interamerican, 2002. p.16
24. CHÁVEZ, Yetson. *Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando El Modelo de Holmberg en La Galería 370 de la Zona Coturcan en la Mina Huancapeti – Año 2015*. Tesis de titulación (Ingeniero de Minas), Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Huaráz : s.n., 2018.p.83

## **ANEXOS**

**ANEXO 01**

**MATRIZ DE CONSISTENCIA**

<b>PROBLEMAS</b>	<b>OBJETIVOS</b>	<b>HIPÓTESIS</b>	<b>VARIABLES</b>	<b>METODOLOGÍA</b>															
<p><b>Problema general</b> ¿De qué manera influye la estandarización de la malla de perforación y voladura en las sobre roturas para labores de sección 3?5 m. x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase iv aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía minera Raura S.A. 2018?</p> <p><b>Problemas específicos</b> ¿De qué manera se implementa la estandarización de la malla de perforación y voladura? ¿Cuáles son los resultados en el sobre rotura, antes de la</p>	<p><b>Objetivo general</b> Determinar si la estandarización de la malla de perforación y voladura influye en las sobre roturas para labores de sección 3.5 m. x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase iv aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias”; en la Compañía minera Raura S.A. 2018.</p> <p><b>Objetivos específicos</b> Describir la implementación de la estandarización de la malla de perforación y voladura Identificar los resultados en el sobre rotura, antes de la</p>	<p><b>Hipótesis de investigación</b> La estandarización de la malla de perforación y voladura influye significativamente en las sobre roturas para labores de sección 3.5 m. x 3.5 m. en un macizo rocoso de clase iv aplicando el “modelo matemático de áreas de influencias” en la Compañía minera Raura S.A. 2018.</p>	<p><b>Variable independiente</b> <b>Diseño de la malla de Perforación y voladura:</b> Es una secuencia y distribución entre los taladros perforados en un frente de labor con un diseño que cuenta con una secuencia de salida de disparos y una relación de medidas de separación entre Burden y Espaciamiento para optimizar las Operaciones unitarias.</p> <p><b>Variable dependiente</b> <b>Sobrerotura:</b> Es una consecuencia por un exceso de carga, resistencia del macizo rocoso, mal control en el diseño de malla de perforación y voladura que genera una mayor abertura a la sección estipulada</p>	<p><b>Método de la investigación</b> Fue el <b>Método Científico</b> donde se realizarán las investigaciones en el campo, labores de gabinete, utilizando criterios de recolección, revisión, análisis de los datos y determinar conclusiones en función a la influencia. Tipo de investigación El tipo de <b>tipo aplicativo</b>, por la aplicación Nivel de investigación El nivel es explicativo, porque como su nombre lo dice explica el comportamiento de una variable en función de otra; por ser estudios de causa-efecto</p> <p><b>Diseño específico de la Investigación</b></p> <table border="1" style="margin-left: auto; margin-right: auto;"> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>GE<sub>ANTES</sub></td> <td></td> <td>X</td> <td></td> <td>GE<sub>DESPUES</sub></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </table> <p>El diseño de la investigación es experimental y de corte longitudinal Esquemáticamente es expresada de esta forma</p> <p>Donde: GE<sub>ANTES</sub> = Grupo experimental antes de la aplicación X= Estandarización de la malla de perforación y voladura GE<sub>DESPUES</sub> = Grupo experimental después de la aplicación</p> <p><b>Población</b> La Investigación se realizará en el interior mina, en labores de producción y/o avances con las condiciones ya planteadas de la Compañía Minera Raura.</p> <p><b>Muestra</b></p>						GE <sub>ANTES</sub>		X		GE <sub>DESPUES</sub>					
GE <sub>ANTES</sub>		X		GE <sub>DESPUES</sub>															

<p>implementación del nuevo estándar de P &amp; V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”.? ¿Cuáles son los resultados en el sobre rotura, después de la implementación del nuevo estándar de P &amp; V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”</p>	<p>implementación del nuevo estándar de P &amp; V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”. Identificar los resultados en el sobre rotura, después de la implementación del nuevo estándar de P &amp; V aplicando el modelo matemático “Áreas de Influencias”</p>		<p>o prevista, sobredimensionando la labor con un mayor perímetro y mayor volumen volado</p>	<p>Las investigaciones de la muestra se ejecutarán en el frente de labor GL651EE de sección 3.5m x 3.5m, ubicado en el nivel 100 denominado “Afe de exploración” la cual tiene como ingreso a una VE867SW de mismas dimensiones.</p> <p><b>Técnicas e instrumentos de recolección de datos</b></p> <p>La técnica de recopilación de datos es la encuesta que utiliza un conjunto de procedimientos estandarizados de investigación mediante los cuales se recoge y analiza una serie de datos de una muestra de casos representativa de una población o universo más amplio, del que se pretende explorar</p>
---	--	--	--	---

**ANEXO 02**

**INSTRUMENTO**

**Ficha de Observación**

MUESTRA (Meses)	ROTURA ANTES	ROTURA DESPUES
1		
2		
3		
4		
5		
6		
7		
8		
9		
10		
11		
12		
13		
14		
15		

## ANEXO 03

### ESTÁNDAR: PERFORACIÓN CON JUMBO ELECTROHIDRAULICO

	ESTÁNDAR: PERFORACIÓN CON JUMBO ELECTROHIDRAULICO		COMPAÑÍA MINERA RAURA
	Código. AE-RAU-MIN-PJE-EST-002	Versión: 01	
	Fecha de Elaboración: 10/01/2017	Página: 188 de 5	

#### OBJETIVO

- 1.1. Cuidar la salud e integridad física del trabajador y evitar cualquier daño a los equipos y medio ambiente que puedan generar pérdidas económicas.
2. ALCANCE
  - 2.1. Aplica a los trabajadores de E.E. “Administración de Empresa S.A.C” en las actividades que impliquen la Perforación con jumbo electrohidráulico:
3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS
  - 3.1. Ley 29783
  - 3.2. D.S. N° 005-2012-TR Art.32
  - 3.3. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. 024-2016-EM Art. 232-234.
4. ESPECIFICACIONES DEL ESTANDAR:

El cumplimiento del presente Estándar garantiza la perforación de frentes con Jumbo electro hidráulico.

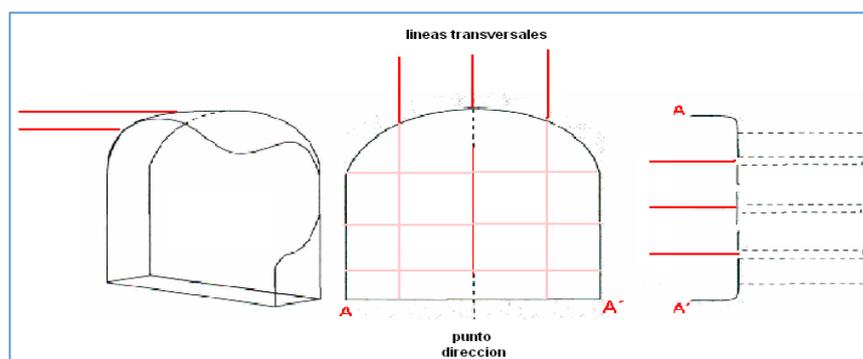
#### 4.1 Etapa 1: Planificación

- Los operadores de Jumbo Electro Hidráulico deben contar con la orden de trabajo para cada actividad a realizar.
- Los operadores de Jumbo Electro Hidráulico inspeccionan su equipo y llenan el reporte de Check List diario de equipos, si detecta alguna falla debe reportar al mecánico de turno y a la supervisión.
- Los operadores de Jumbo Electro Hidráulico deberán contar con las siguientes herramientas de gestión: formato Check List Equipo, formato check List Labor, formato IPERC, formato de reporte de perforación, Estándar de mallas de perforación, Planos de avance topográfico.
- Los operadores de Jumbo Electro Hidráulico inspeccionan el área de trabajo según el formato Check List de labor y llenan: Reporte de IPERC, El supervisor y/o jefe de guardia darán la conformidad de las condiciones óptimas para iniciar el trabajo.
- Para realizar el trabajo, el personal debe utilizar sus EPPs.

#### 4.2 Etapa 2. Ejecución de la Perforación de Frentes con Jumbo Electro Hidráulico

- Trasladar el equipo hacia el lugar de trabajo operando a la defensiva, siempre con la(s) viga(s) de perforación hacia delante para una mejor visibilidad y maniobra del operador. Como precaución nunca debe de llevar materiales, herramientas o personal sobre el protector metálico del motor.

- Trasladar el equipo hacia la labor a perforar siempre el ayudante ira 50 mts. adelanta con el bastón luminoso encendido, quien debe direccionar los equipos y vehículos de la vía.
- Estacionar el equipo a unos 20 metros del frente, dejando señalizada el área con los respectivos conos de seguridad y la circulina encendida en todo momento.
- Asegurarse que el frente a perforar se encuentre debidamente fortificado sostenido de acuerdo a la evaluación y recomendación geomecanica.
- Revisar el frente para ver si hay tiros cortados o tiros fallados. Si hubiesen, se debe coordinar con el supervisor inmediato para la eliminación recargar los taladros y dispararlos tomando todas las medidas de seguridad del caso; nunca perforar en los tiros cortados o al lado de ellos.
- Durante la instalación verificar el estado de la caja breaker, cables de energía, así como la existencia y estado de los conectores para el cable del jumbo y el conector para la bomba de avance, si fuera el caso. Verificar que la línea de agua no tenga fugas. Toda conexión eléctrica debe efectuarse con energía cero, es decir debe cortarse la energía desde la caja y colocar la tarjeta de bloqueo para efectuarse cualquier conexión o similar.
- Durante la conexión, desconexión, recojo y extensión de mangueras y/o cables el equipo debe haber una coordinación constante entre el operador de Jumbo y Ayudante.
- El cable de energía debe estar levantado sobre sus respectivas alcayatas aisladas a 1 metro del piso y/o apoyados sobre caballetes.
- El área de trabajo debe quedar bloqueada y señalizados hombres trabajando, para evitar personas ajenas al trabajo y se permitirá el ingreso a la labor con la autorización de operador.
- Topografía mina debe colocar los puntos de dirección y gradiente de acuerdo a cada proyecto y estos no deben sobrepasar los 20 metros de avance de frente.
- La línea dirección deberá pintarse en el frente y techo de la labor a 05 metros de frente acompañado con 02 líneas paralelas (colas).

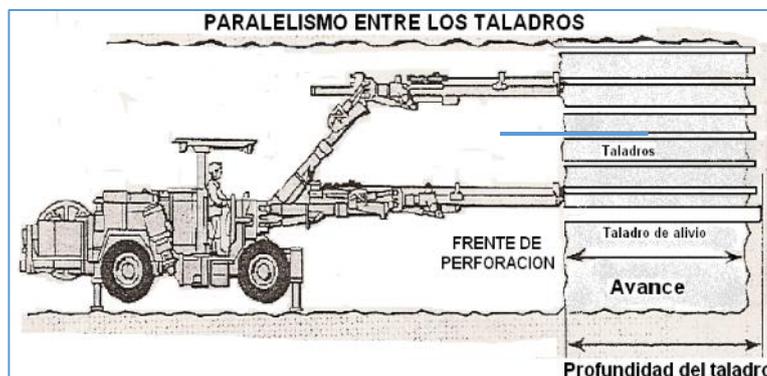


- La línea gradiente deberá estar pintado en el frente y hastiales durante toda la excavación realizada.

- La operación se iniciará solo si se ha pintado la malla de perforación adecuadamente y todos los taladros se encuentran referenciados en esta, según las secciones establecidas.

Sección	Tipo de roca	Long Perf.	N° Taladros Perf.	N° Taladros cargados	Ø Barreno	Ø Escariadora
3.5m X 3.5m	: III-Regular	13 Pies	44	36	42mm	4"
4.0m X 4.0m	: III-Regular	13 Pies	52	43	42mm	4"

- Los tacos de la voladura anterior deben ser identificados y pintados
- Para controlar el paralelismo entre los taladros se usarán 03 guidores de aluminio 5' como mínimo.



- El operador y/o el ayudante de Jumbo, para la perforación de taladros deben de considerar:
  - Iniciar la perforación por los arrastres desde la parte central, colocando sus respectivos tapones para evitar que se tapen los taladros.
  - Se debe de pegar siempre el tope de la goma delantera del carril en la roca.
  - Lavar bien los taladros y repararlos para que queden limpios de detritus si es necesario realizar el entubado.
- Al perforar los taladros que delimitan la excavación, techo y hastiales, deben hacerlo en forma paralela a la gradiente y dirección de la labor.
- Al perforar los taladros de techo mantener el al arco y paralelismo.
- Perforar taladros de alivio en la corona para realizar voladura controlada.
- Durante el proceso de perforación, el perforista y su ayudante están en la obligación de verificar constantemente la existencia de rocas sueltas para eliminarlas.

- En caso de dejar perforado, acumular taladros el operador de jumbo debe dejar el reporte de perforación de frente, para el personal de contra guardia.

#### 4.3 Etapa 3. Verificación

Al finalizar las labores de perforación el operador llena el reporte de Jumbos frontoneros en las cuales se especifica la labor de avance, número de taladros perforados y longitud de taladros, según diseño de malla de perforación por tipo de roca.

### 5. RESPONSABILIDADES

#### 5.1. RESIDENTE

- ✓ Es responsable de aprobar el presente estándar.

#### 5.2. JEFE SSMA

- ✓ Realizar seguimiento y/o fiscalización de cumplimiento del presente estándar.

#### 5.3. JEFE DE OPERACIONES

- ✓ Es el responsable de supervisar la aplicación del presente documento.

#### 5.4. JEFE DE GUARDIA MINA

- ✓ Planificar, organizar, verificar y controlar la operación de perforación de frentes.

#### 5.5. SUPERVISOR DE GEOMECÁNICA

- ✓ Es el encargado de realizar el mapeo geo estructural -geotécnico y recomendar el tipo de sostenimiento a usar cuando la roca lo amerite.

✓

#### 5.6. OPERADOR Y AYUDANTE.

- ✓ Son los responsables de cumplir con el presente estándar.

### 6. REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACION

6.1. Formato Check List de equipo.

6.2. Formato Check List de Labor.

6.3. Formato IPERC.

6.4. Reporte de Perforación con Jumbo Electrohidráulico.

6.5. Reporte de Perforación frentes.

6.6. Mallas de perforación.

6.7. Planos de avance topográfico.

### 7. REVISION

7.1. Una vez al año o cada vez que existan cambios en las actividades de perforación con jumbo electrohidráulico.

**ANEXO 04**  
**BASE DE DATOS SPSS**

MUESTRA (Meses)	ROTURA ANTES	ROTURA DESPUES
1	12,35	8,73
2	12,35	9,62
3	13,25	14,78
4	15,34	7,56
5	13,25	6,97
6	12,04	11,45
7	13,25	11,44
8	12,94	11,43
9	12,91	12,02
10	14,99	4,33
11	15,33	7,54
12	12,05	10,83
13	12,65	6,38
14	12,65	10,24
15	10,85	11,43

ANEXO 05

CUADRO DE FORMULAS APLICADOS EN EXCEL

FORMULA GENERAL			
Bn	0.95	0.86	0.9144
<b>ARRANQUE Y AYUDAS</b>			
$A_n$	0.95		
$\emptyset$	0.045		
PoDtal	52855.33	51.833	
RQD	0.4		
$\sigma_r$	729.125		
Fs	9		
N° tal Carg.	7	1 kilobar to kg/cm2 = 1019.71621 kg/cm2	
<b>FACTOR DE CARGUIO:</b>			
Semexsa 65% 1 1/2"x12"		Long. Carga de taladro	
Fact. Carguio	55%	$L_c$	2.97 aprox
		long. Real	3.05
D. Explo.	0.038 m.	Kg/tal	3.68
Long. Explo.	0.305 m.	Kg Total	25.74
N° cartuchos	10		
D. tal	0.045 m.		
Long. Tal.	3.962 m.		
		$F_c = \frac{V_c}{V_{tal}} \frac{\pi \cdot \phi_e^2 \cdot L_e \cdot N_{cartuchos}}{\pi \cdot \phi_{tal}^2 \cdot L_{tal}} - \frac{\phi_e^2 \cdot L_e \cdot N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 \cdot L_{tal}}$	
PoD	49.392	94	
Densí. Explo.	1.12		
VoD	4200	$PoD = \rho_e \cdot \frac{V_{tal} \cdot D^2}{4} \cdot 10^{-5} \dots (Kbar)$	
<b>ACOPLAMIENTO (Aexplosivo)</b>			
A.explo.	84.67%	$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$	
D. Explo.	0.038		
D. tal	0.045		
<b>Longitud de carga del Explosivo:</b>			
<b>Volumen del explosivo</b>		<b>Volumen del explosivo ACOPLADO</b>	
Vol. Explo	0.0035	Vol. Explo	0.0035
D. Explo	0.038	D. Explo. Acopla	0.0381
Long. Explo	0.305	Long. Carg	3.05
N° Car/tal	10		
		$V_e = \frac{\pi \cdot \phi_e^2}{4} \cdot L_e \cdot \left(\frac{N_c}{tal}\right) - V_v = \frac{\pi \cdot \phi_{tal}^2}{4} \cdot L_c$	
Long. Carga	3.05	Vol. Taladro	0.0063
<b>LONGITUD DE CARGA:</b> $L_c = \left(\frac{\phi_e}{A_e \cdot \phi_{tal}}\right)^2 \cdot L_e + \left(\frac{N_c}{tal}\right)$			
<b>Long. Carga de Columna</b>		<b>Long. Carga de Fondo</b>	
LONG CARG.	2.743	LONG CARG.	0.3048
D. explo	0.038	D. explo	0.038
A. explo	85%	A. explo	85%
D tal	0.045	D tal	0.045
Long. Explo.	0.305	Long. Explo.	0.305
N° Car/tal	9	N° Car/tal	1
Vol. Column.	0.00313	Vol. Fondo	0.0003
Vol. Total	0.00347		
<b>PRESION DE DETONACION DEL TALADRO:</b>			
resion. Detonac.	51.833		P
<b>Factor Carg. (FONDO)</b>		<b>Factor Carg. (Columna)</b>	
Factor Carg. (FONDO)	5.51%	Factor Carg. (Columna)	49.63%
D. explo. Conf	0.0381	$\phi_{ec}^2$ D. explo. Colum	0.0381
ong. Carg. Fond.	0.3048	$L_{ec}$ Long. Carg. Colum.	2.7432
N° cartuchos	1	$N_{cartuchos}$ N° cartuchos	9
D. tal	0.045	$\phi_{tal}^2$ D. tal	0.045
Long. Tal.	3.96	$L_{tal}$ Long. Tal.	3.9624
PoD (fondo)	5.183	PoD (Colum.)	46.650

ANEXO 06

CUADRO DE DATOS DE EXPLOSIVO EN EXCEL PARA LAS FORMULAS

CARACTERISTICAS PRINCIPALES DE LOS EXPLOSIVOS USADOS EN LA U.M. RAURA.								
Explosivos: Dinamitas EXSA	Pesol cartucho (Kg)	Diametro Cartucho	Long. Cartucho	PoD	VoD	Densidad	\$/Kg	\$/Cartucho
Semexsa 65% 1 1/2"x12"	0.368	0.0381	0.3048	94	4200	1.12	2.38	0.88
Semexsa 65% 1 1/8"x7"	0.123	0.0286	0.1778	94	4200	1.12	2.38	0.29
Semexsa 45% 7/8"x7"	0.079	0.0222	0.1778	87	3800	1.08	2.63	0.21
Emulex 65% 1 1/2"x12"	0.391	0.0381	0.3048	84	5000	1.12	2.64	1.03
Emulex 65% 1 1/4"x12"	0.260	0.0318	0.3048	84	5000	1.12	2.53	0.66
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	0.174	0.0286	0.2032	157	5500	1.38	2.76	0.48
Gelatina 75% 1 1/2"X12"	0.446	0.038	0.305	157	5000	1.38	2.76	1.23

TIPO DE EXPLOSIVO	Kg/pza
Semexsa 45% 7/8"x7" (25/316)	0.079
Semexsa 65% 1 1/8"x7" (25/204)	0.123
Semexsa 65% 1 1/2"x12" (25/68)	0.368
Gelatina 75% 1 1/8"x8" (25/144)	0.174
Gelatina 75% 1 1/2"x12" (25/56)	0.446
Emulex 65% 1 1/4"x12" (25/96)	0.260
Emulex 65% 1 1/2"x12" (25/64)	0.391

TIPO DE ACCESORIO	CODIGO	CANTIDAD	KG	PZA / MTS	\$/ACCE.
CORDON DETONANTE 5 G	201062	500	12.5	MT	0.29
MECHA RAPIDA	201270	50	0.25	MT	0.37
DETONADOR NO ELECT EXSANEL 4.8 MTS	202132	200	25	PZA	1.76
DETONADOR NO ELECT EXSANEL 4.2 MTS	290114	200	25	PZA	
DETONADOR NO ELECT EXSANEL 3.0 MTS	294011	200	25	PZA	
DETONADOR ENSAMBLADO DE 14 PIES	295886	200	25	PZA	1.23

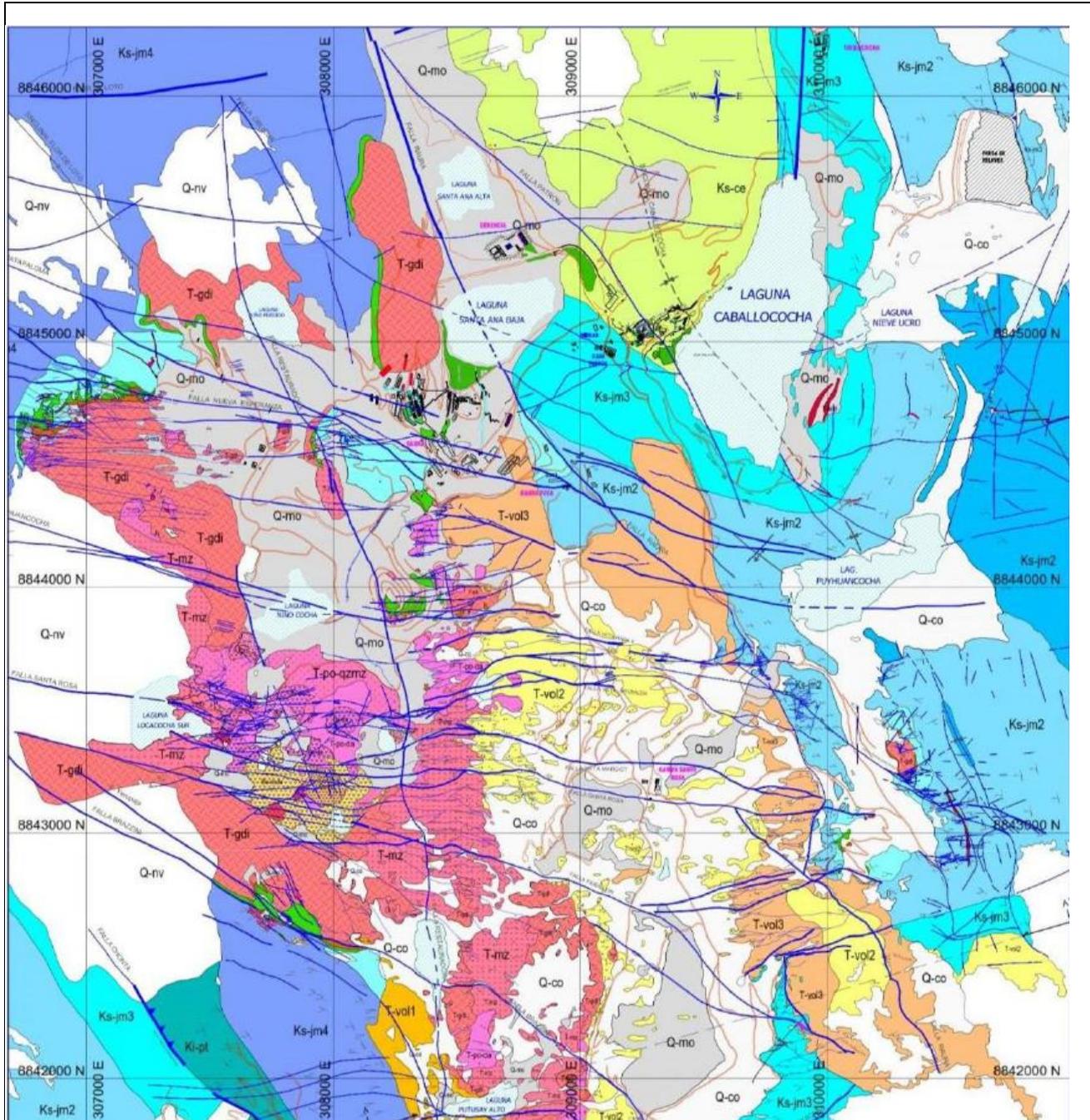
TIPO DE EXPLOSIVO	CODIGO	CANTIDAD	KG	PESO / UN	\$/Kg Expl.
Semexsa 65% 1 1/8"x7"	200003	204	25	0.123	2.38
Semexsa 65% 1 1/2"x12"	295963	68	25	0.368	2.38
Semexsa 45% 7/8"x7"	294042	316	25	0.079	2.63
Gelatina 75% 1 1/8"X8"	200006	144	25	0.174	2.76
Gelatina 75% 1 1/2"X12"	201910	52	25	0.481	2.76
Emulex 65% 1 1/4"x12"		96	25	0.260	2.53
Emulex 65% 1 1/2"x12"	202112	56	25	0.446	2.64

MATERIAL	CANTIDAD	KG	PZA / MTS	U\$\$. / PZA /MTS	Total Uso Real	Costo Real U\$
CORDON DETONANTE 5 G	500	12.5	MT	0.29	60	17.40
MECHA RAPIDA	50	0.25	MT	0.37	0.15	0.06
DETONADOR NO ELECT EXSANEL 4.8 MTS	200	25	PZA	1.76	36	63.36
DETONADOR ENSAMBLADO DE 14 PIES	200	25	PZA	1.23	2	2.46
<b>COSTO TOTAL (\$)</b>					<b>\$ 83.28</b>	

PU_US\$	Mes	Total general
Tex Breve Mat	Mayo	
MECHA RAPIDA IGNITE CORD X 2000 AEL	0.37	0.37
DET NO ELECT EXSANEL 4.8 M N° 1	1.76	1.76
DET NO ELECT EXSANEL 15M. N° 01	3.51	3.51
DETONADOR NO ELECTICO;EXANEL;5.4M;N°1	1.89	1.89
CORDON DETONANTE 5 GR SIMPLE ORICA	0.29	0.29
GELATINA ESPECIAL,75%,1.1/8 X 8 PULG	2.76	2.76
DINAMITA,SEMEXA 65%,1.1/8 X 7 PULG	2.38	2.38
EMULSION,EMULEX 65,1.1/2 X 12 PULG	2.64	2.64
DETONADOR,EMSAMBLADO,4.5 M	1.23	1.23
DINAMITA,SEMEXA 65%,1.1/2 X 12 PULG	2.38	2.38
GELATINA ESPECIAL,75%,1.1/2 X 12 PULG	2.76	2.76
DINAMITA,SEMEXA 45%,7/8 X 7 PULG	2.63	2.63
EXAMON,GRADO P,BOLSA X 25 KG	0.86	0.86
EMULSION,EMULEX 65,1.1/4 X 12 PULG	2.53	2.53
<b>Total general</b>	<b>1.61</b>	<b>1.61</b>

## ANEXO 07

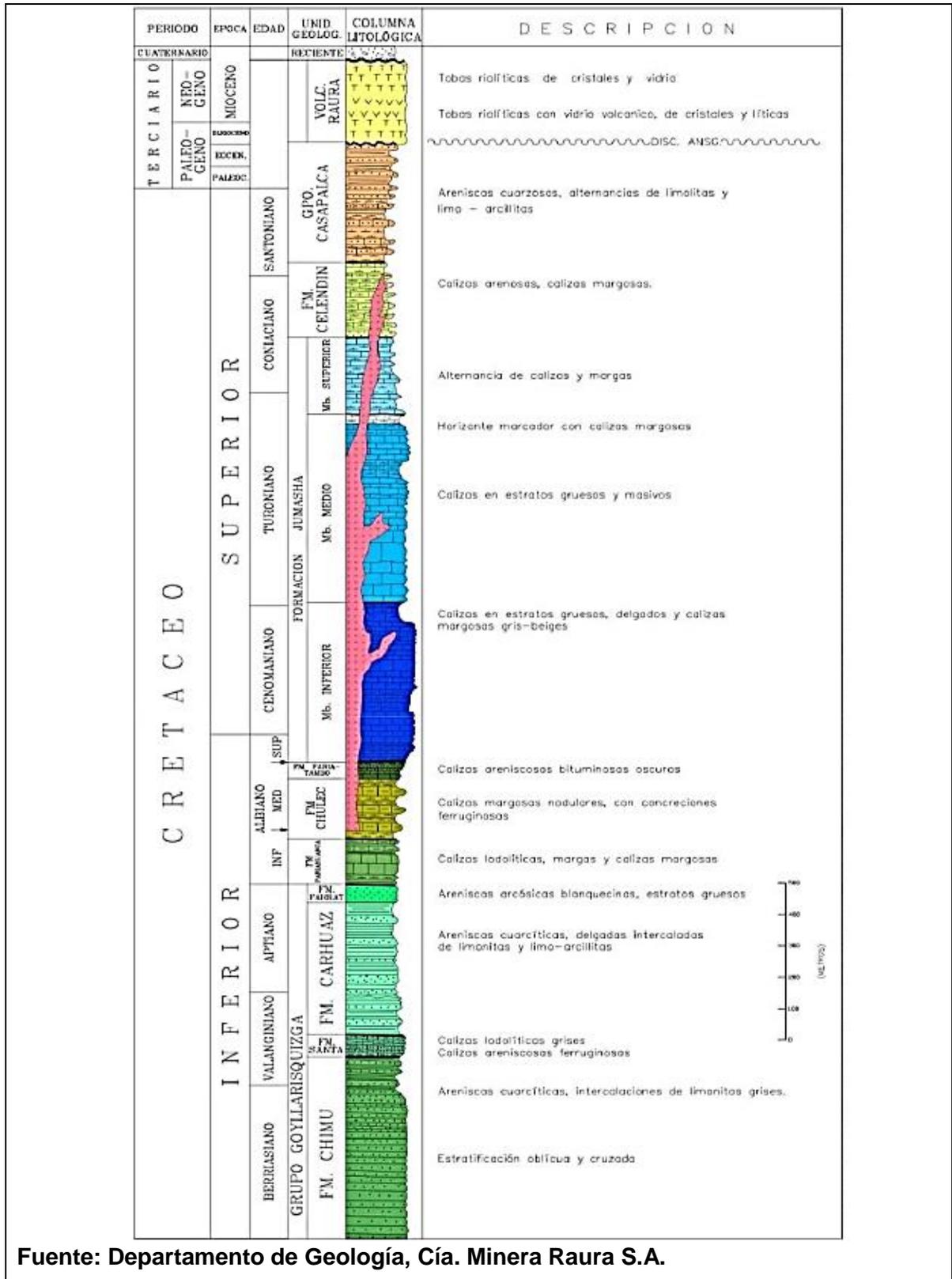
### PLANO GEOLÓGICO LOCAL



Fuente: Departamento de Geología, Cía. Minera Raura S.A.

ANEXO 08

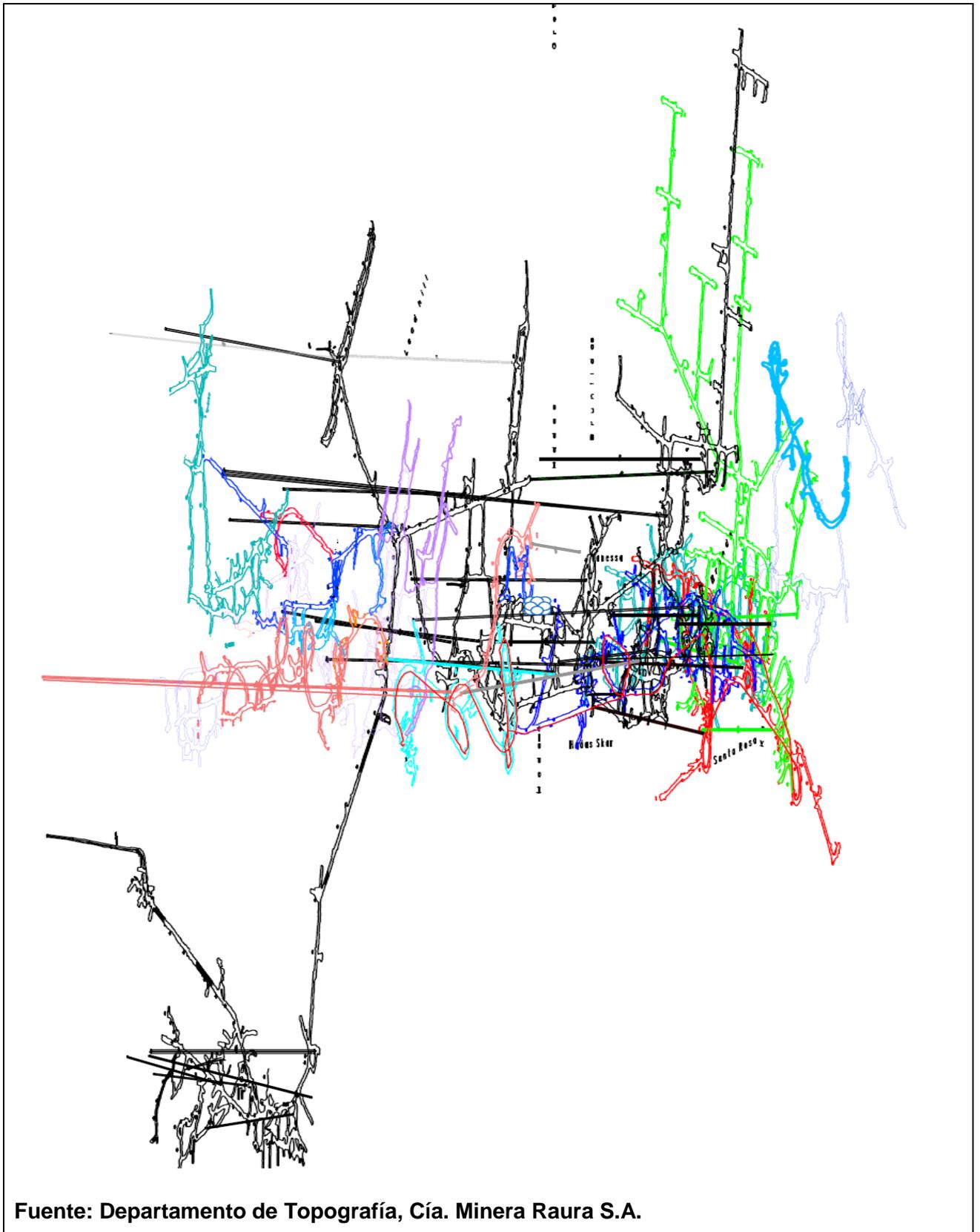
COLUMNA ESTRATIGRÁFICA LOCAL



Fuente: Departamento de Geología, Cía. Minera Raura S.A.

ANEXO 09

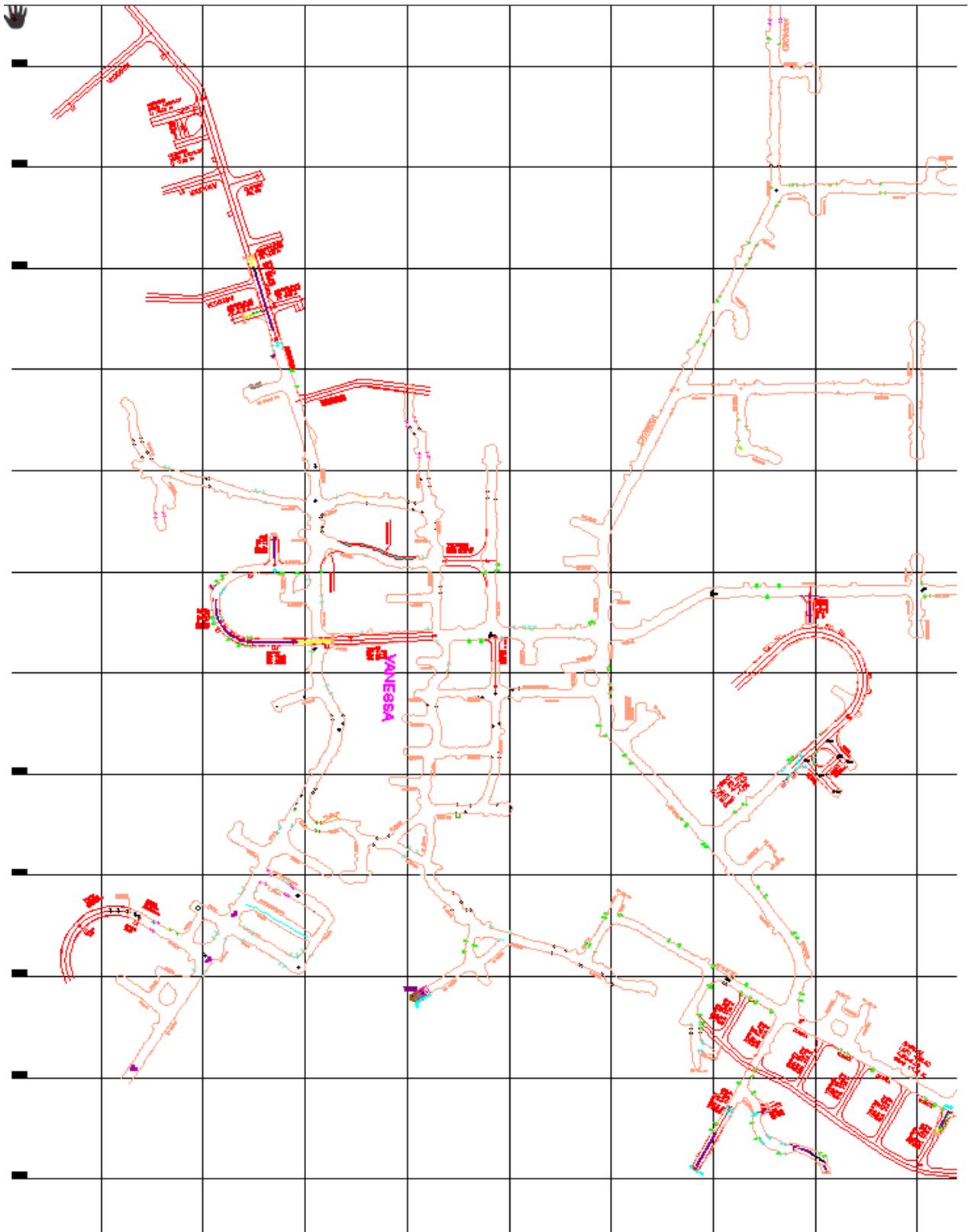
PLANO UNIFILAR DE LAS OPERACIONES EN LA UNIDAD MINERA RAURA



Fuente: Departamento de Topografía, Cía. Minera Raura S.A.

ANEXO 10

PLANO GENERAL DEL NV 100 (OPERACIONES AESA I&M)



Fuente: Departamento de topografía, Cía. Minera Raura S.A.