

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“IMPLEMENTACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA LA MEJORA DE LA
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA
COMPAÑÍA MINERA SOTRAMI S.A. 2019”**

Presentado por:

- Bach. John, Mayhuire Eccoña
- Bach. Job, Pumacayo Montoya

Para optar el Título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2021



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



TESIS

“IMPLEMENTACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA LA MEJORA DE LA
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA
COMPAÑÍA MINERA SOTRAMI S.A. 2019”

Presentado por **John, Mayhuire Eccoña** y **Job, Pumacayo Montoya** para optar el
Título de: **INGENIERO DE MINAS**

Sustentado y aprobado el 22 de diciembre del 2020 a horas 15:00 ante el jurado evaluador:

Presidente:

.....
Ing. Darwin Duhamel Loayza Encalada

Primer miembro:

.....
Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

Segundo miembro:

.....
Mstro. Feliciano Escobedo Silva

Asesor:

.....
Ing. Hilario Carrasco Kolque

Agradecimiento

A DIOS, A la casa superior de estudios que es la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac -UNAMBA, a la escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas, por sus enseñanzas impartidas en nuestra formación profesional.

A nuestros padres quienes trabajaron arduamente para superarnos y a los compañeros del código 2012 - I quienes compartimos momentos felices y experiencias en las diferentes mineras y trabajos de investigaciones realizadas.

A los instructores ingenieros de la escuela académica profesional de ingeniería de minas - UNAMBA quienes nos instruyeron con sus experiencias y enseñanzas vividas en las diferentes mineras para forjar en nosotros los líderes que necesita el mundo de la minería.

Al Ing. Hilario Carrasco Kolque por su paciencia, instrucción y constante seguimiento para culminar con el presente desarrollo de tesis.

A la Compañía Minera SOTRAMI S.A. por la aceptación de poder realizar la presente investigación.



Dedicatoria

Mi tesis dedico a Dios quien como guía estuvo presente en el caminar de mi vida, también en memoria de mi hermana Ofelia Mayhuire Eccoña.

A mis padres Faustino y Natalia por ser la columna más importante y por patentizarme siempre su cariño y apoyo incondicional permanente, por su trabajo y sacrificio a lo largo de toda mi formación profesional y personal

A mis hermanos (a) por sus cariños y apoyos, durante todo este proceso por estar conmigo en todo momento gracias que me han acompañado en todos, mis sueños y metas.

John, Mayhuire Eccoña

Mi tesis dedico de todo corazón a nuestro Creador señor Jesucristo por dar su vida por cada uno de nosotros y darnos la salvación eterna

A mis padres Andrea y Cipriano por darme la vida y apoyo incondicional desde durante toda la etapa de mi formación

A mis hermanos Joel, Josué y Abel por su unidad y motivación de seguir luchando para alcanzar nuestras metas y Dios bendiga a mi hermana Ruth C. Vicente Estrada.

Job, Pumacayo Montoya



“IMPLEMENTACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA LA MEJORA DE LA
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA COMPAÑÍA
MINERA SOTRAMI S.A. 2019”

Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una licencia Creative Commons



ÍNDICE DEL CONTENIDO

INTRODUCCIÓN.....	1
RESUMEN.....	2
ABSTRACT.....	3
CAPÍTULO I.....	4
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	4
1.1. Descripción del Problema.....	4
1.2. Enunciado del Problema.....	4
1.2.1. Problema General.....	4
1.2.2. Problemas Específicos.....	4
1.2.3. Justificación.....	5
1.2.4. Delimitación.....	5
CAPÍTULO II.....	7
2. OBJETIVOS E HIPÓTESIS.....	7
2.1. Objetivo General.....	7
2.2. Objetivos Específicos.....	7
2.3. Hipótesis de la Investigación.....	7
2.3.1. Hipótesis General.....	7
2.3.2. Hipótesis Específicas.....	7
2.4. Definición de Variables.....	8
2.5. Operacionalización de Variables.....	8
2.5.1. Variables Independientes.....	8
2.5.2. Variables dependientes.....	8
CAPITULO III.....	10
3. MARCO TEÓRICO REFERENCIAL.....	10
3.1. Antecedentes de la Investigación.....	10
3.1.1. A nivel Internacional.....	10
3.1.2. A nivel Nacional.....	12
3.1.3. A nivel Local.....	14
3.2. Generalidades de Zona de Estudio.....	14
3.2.1. Localización Geográfica y Política.....	14
3.2.2. Generalidades de la Mina.....	16
3.2.2.1. Exploración.....	16
3.2.2.2. Explotación.....	16
3.2.2.3. Planta de Beneficio de Mineral.....	17
3.2.3. Accesibilidad.....	20
3.2.4. Aspectos Geológicos.....	20
3.2.4.1. Geomorfología.....	20
3.2.4.2. Topografía y Clima.....	21



3.2.4.3.	Suministro de Agua.....	21
3.2.4.4.	Flora y Fauna	22
3.2.4.5.	Geología	22
3.2.4.6.	Mineralización	26
3.2.4.7.	Geología Estructural.....	27
3.2.4.8.	Estudio Petrográfico.....	29
3.3.	Bases Teóricas	33
3.3.1.	Propiedades Físicas de la Roca	33
3.3.2.	Propiedades mecánicas de la roca	33
3.3.3.	Propiedades de la Roca Intacta	34
3.3.4.	Propiedades de las Discontinuidades	35
3.3.5.	Ingeniería de Rocas	36
3.3.6.	Clasificaciones del Macizo Rocoso.....	42
3.3.7.	Caracterización del Macizo Rocoso para el Diseño de Voladura	64
3.3.7.1.	Factor de Volabilidad de Borquez (1981)	64
3.3.7.2.	Propuesta de la Compañía “Steffen Robertson and Kirsten ltd.” (1985).....	65
3.3.7.3.	Ecuación de Palmstrom (1974).....	65
3.3.7.4.	Propuesta de Ashby (1977).....	66
3.3.7.5.	Índice de Volabilidad de Lilly (1986 - 1992).....	68
3.3.7.6.	Constante de Roca “c” propuesto por Langefors (1978).....	70
3.3.7.7.	Factor de Roca “A” (Rock Factor).....	71
3.3.7.8.	Factor de Energía (FE)	71
3.3.7.9.	Factores de Voladura.....	72
3.3.8.	Consideraciones de Procesos de Perforación.....	72
3.3.9.	Cálculos de Parámetros para el Diseño de Mallas de Perforación en Galerías.....	78
3.3.10.	Diseño y Características de Voladura en Minería Subterránea.....	81
3.3.11.	Diseño de acuerdo al Arranque Corte Quemado y Cálculo de Voladura según Roger Holmberg para una Malla de Perforación.....	88
3.3.12.	Criterios de Selección de Explosivos	103
3.3.13.	Explosivos y Accesorios utilizados en la Voladura	109
3.4.	Definición de Términos.....	110
3.4.1.	Conceptos de Voladuras Deficientes.....	115
	CAPÍTULO IV	117
4.	METODOLÓGIA	117
4.1.	Tipo y nivel de Investigación.....	117
4.2.	Diseño de la Investigación.....	117
4.3.	Población y Muestra.....	118
4.3.1.1.	Población.....	118
4.3.1.2.	Muestra.....	118

4.3.1.3.	Procedimiento de la investigación	118
4.4.	Procedimiento	122
4.4.1.	Datos para la mejora de Diseño de la Malla de Perforación y Voladura	122
4.4.2.	Análisis y Cálculos de Ábacos Geomecánicos	124
4.4.2.1.	Análisis de Datos Mediante Tablas Geomecánicas.....	124
4.4.2.2.	Análisis de datos mediante software DIPS 5.0	130
4.4.2.3.	Análisis de Datos Mediante los Criterios de Falla	137
4.4.2.4.	Análisis de Datos Mediante el Software Phase2.....	167
4.4.3.	Cálculo y Diseño de la matriz de Perforación y Voladura en la Galería 2140 E	175
4.4.3.1.	Análisis y Cálculos para Encontrar la Calidad del Macizo Rocoso	176
4.4.3.2.	Ecuación de Ashby para Calcular el Consumo Específico de Explosivos	180
4.4.3.3.	Análisis y Cálculo de Constantes, Índices y Factores de Voladura	182
4.4.3.4.	Recopilación de Datos.....	183
4.4.3.5.	Diseño de mallas de perforación y voladura según método de Roger Holmberg en la Gal 2140 E	186
4.5.	Técnicas e instrumentos	214
4.5.1.	Técnica	214
4.5.2.	Instrumentos	214
	CAPÍTULO V.....	216
5.	RESULTADOS Y DISCUSIONES	216
5.1.	Descripción de Resultados.....	216
5.2.	Contrastación de Hipótesis	217
5.2.1.	Resultados comparativos de Perforación.....	217
5.2.2.	Comparacion de la Carga Explosiva en la Voladura.....	218
5.2.3.	Metro de Avance Lineal por Metros Perforados.....	219
5.2.4.	Porcentaje de Sobre Rotura de la Gal. 2140E.....	220
5.3.	Discusión de Resultados.....	221
5.3.1.	Indicadores de voladura.....	221
5.3.2.	Interpretación de Eficiencia en Avances Lineales	222
5.3.3.	Interpretación de los Resultados	224
	CAPÍTULO VI.....	225
6.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	225
6.1.	Conclusiones.....	225
6.2.	Recomendaciones.....	226
	REFERENCIA BIBLIOGRÁFICAS	227
	ANEXOS	232

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N°. 1: Operacionalización de variables	9
Tabla N°. 2: Coordenadas UTM donde está ubicada la minera SOTRAMI	16
Tabla N°. 3: Accesibilidad a la Unidad Minera Santa Filomena.....	20
Tabla N°. 4: Tipos de rocas según coeficiente de resistencia.....	43
Tabla N°. 5: Calidad de la roca intacta respecto a ángulo y cohesión fricción	44
Tabla N°. 6: Interpretación de valores de RQD según su calidad	46
Tabla N°. 7: Espaciamiento de juntas según tipo de roca	47
Tabla N°. 8: La clasificación de Bieniawski	48
Tabla N°. 9: Clasificación según Bieniawski	49
Tabla N°. 10: Estándares de Sostenimiento	52
Tabla N°. 11: Análisis de los valores de RMR.....	53
Tabla N°. 12: Número de familias y sistema de juntas	55
Tabla N°. 13: Número de rugosidad de las juntas	56
Tabla N°. 14: Número de alteración de las juntas	57
Tabla N°. 15: Valoración de la resistencia según el uso de la picota (ISRM, 1980).....	59
Tabla N°. 16: Factor de rugosidad de las diaclasas (JR) desde uniforme hasta ondulada.....	60
Tabla N°. 17: Caracterización y valuación del factor de alteración (JA).....	60
Tabla N°. 18: Valores del factor de tamaño y continuidad de las diaclasas JL.....	61
Tabla N°. 19: Clasificación de R _{Mi} , (Palmstrom, 1995).....	62
Tabla N°. 20: Correlación de los sistemas R _{Mi} y GSI	63
Tabla N°. 21: Índice de calidad de la roca equivalente.....	64
Tabla N°. 22: clasificación de bloques de J _v y RQD del macizo rocoso	66
Tabla N°. 23: Parámetros geomecánicos	69
Tabla N°. 24: Comportamiento de la voladura.....	71
Tabla N°. 25: Especificaciones técnicas de perforadoras Jack leg RNP seco	75
Tabla N°. 26: Dureza de la roca	80
Tabla N°. 27: Dureza de la roca con relación al coeficiente	80
Tabla N°. 28: Método para calcular el esquema de los taladros de destroza.....	98
Tabla N°. 29: Características de la roca intacta.....	118
Tabla N°. 30: Discontinuidades del mapeo Geomecánica de la Gal.2140 E de desarrollo.....	123
Tabla N°. 31: Configuración de datos de la Minera SOTRAMI S.A	124
Tabla N°. 32: Cálculo del RQD.....	124
Tabla N°. 33: Análisis de datos para el cálculo del RMR.....	125
Tabla N°. 34: Valoraciones de propiedades geomecánicas del macizo rocoso	125
Tabla N°. 35: Calculo RMR básico, corregido y en condiciones secas	126
Tabla N°. 36: Tabla sistema de clasificación Q.....	127
Tabla N°. 37: Resumen de cálculos geomecánicos	127

Tabla N°. 38: Tabla Geomecánica para determinar el índice de resistencia geológica (GSI).....	128
Tabla N°. 39: Nueva Cartilla Geomecánica implementada para la empresa SOTRAMI S.A.....	129
Tabla N°. 40: Resistencia de la Roca.....	140
Tabla N°. 41: Índice de esfuerzo geológico	141
Tabla N°. 42: Constante de roca intacta mi.....	142
Tabla N°. 43: Parámetros de Resistencia de las Rocas	154
Tabla N°. 44: Envolvente de Mohr Coulomb en Términos de los Esfuerzos Principales.....	155
Tabla N°. 45: Mohr Coulomb en Términos del esfuerzo de Corte y Esfuerzo Normal	155
Tabla N°. 46: Pautas para la selección de valores de relación de módulo (MR) en Ec.26.....	156
Tabla N°. 47: Criterio de Mohr Coulomb en Términos de Esfuerzos Principales (Falla Frágil)	158
Tabla N°. 48: Valor de la Cohesión para el criterio de Mohr-Coulomb (Software: RocData)	159
Tabla N°. 49: Angulo de fricción para el criterio de Mohr-Coulomb (Software: RocData).....	160
Tabla N°. 50: Cálculo del ángulo de fricción residual para la Gal. 2140E	163
Tabla N°. 51: Valor del esfuerzo compresivo de la junta JCS para la Gal. 2140E.....	165
Tabla N°. 52: Espaciamiento entre discontinuidades.....	177
Tabla N°. 53: Cálculo de RMR según Bieniawski	179
Tabla N°. 54: Recopilación de base de datos de control de explosivos de la Gal. 2140E	183
Tabla N°. 55: Toma de datos de disparos (in situ) desde el 11 de octubre al 19 de noviembre	184
Tabla N°. 56: Vale de explosivos anterior empleado para roca tipo II	187
Tabla N°. 57: Deficientes de avances metros por disparo.....	188
Tabla N°. 58: Factor de carga por metro lineal de avance	189
Tabla N°. 59: Metros perforados excesivos por metro de avance	189
Tabla N°. 60: Porcentaje de sobre rotura en avances.....	190
Tabla N°. 61: Especificaciones técnicas de la Galería.....	191
Tabla N°. 62: Especificaciones técnicas de los explosivos a usar	192
Tabla N°. 63: Algunas propiedades y características de los explosivos	193
Tabla N°. 64: Cuantía de explosivo por cada taladro optimizado	212
Tabla N°. 65: Repartición de taladros.....	217
Tabla N°. 66: Repartición de taladros optimizados	218
Tabla N°. 67: Carga explosiva de la malla de perforación.....	218
Tabla N°. 68: Carga optimizada de explosiva en la malla de perforación.	219
Tabla N°. 69: Comparación de promedio de metros perforados por metro de avance	219
Tabla N°. 70: Resumen comparativo de indicadores de perforación y voladura.....	221
Tabla N°. 71: Reducción de incidencias de voladura	221
Tabla N°. 72: Progreso de avances lineales en promedio por mes	223
Tabla N°. 73: Progreso de avances lineales promedio por mes.....	223
Tabla N°. 74: Avance lineal - Gal. 2140E.....	224

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N°. 1: Mapa de ubicación de la mina SOTRAMI S.A.....	15
Figura N°. 2: Mapa con las franjas Metalogénicos.....	24
Figura N°. 3: Mapa con las franjas Metalogénicos del área de estudio	24
Figura N°. 4: Unidades Lito estratigráficas, columna estratigráfica.....	28
Figura N°. 5: Unidades Lito estratigráficas, columna estratigráfica.....	29
Figura N°. 6: Muestra N° GE31-R- 063 Código de Laboratorio: 31051301 NXs	30
Figura N°. 7: Muestra N° A03-M1 NXs mas fotomicrografías/S	31
Figura N°. 8: Fotomicrografías	32
Figura N°. 9: Envolvente de rotura por criterio de falla de Hoek & Brown	35
Figura N°. 10: Procedimiento analítico del diseño de reforzamiento	37
Figura N°. 11: Diagrama de Venn para, la ingeniería de excavaciones.....	38
Figura N°. 12: Metodología para tronadura en una fase, Minería Continua	38
Figura N°. 13: Comportamiento de macizo rocoso masivo y fracturado.....	40
Figura N°. 14: Diagrama Procedimiento para análisis de bloques	40
Figura N°. 15: Tipos de bloques según su estabilidad (Modificado de C.R. Windsor & A.G. Thompson	41
Figura N°. 16: Diagrama marco de integración del diseño de refuerzo.....	41
Figura N°. 17: Abaco del índice de rebote del martillo de Smith.....	45
Figura N°. 18: Caracterización del macizo rocoso tipo cualitativo, según el GSI (Hoek y Marinos) .50	
Figura N°. 19: Caracterización del macizo rocoso tipo cuantitativo, según el GSI (Marinos y Hoek)	51
Figura N°. 20: Parámetros geológicos tomados en cuenta para la determinación del Índice del Macizo Rcoso	58
Figura N°. 21: Factor de volabilidad (Kv) en función del índice de calidad RQD	64
Figura N°. 22: Consumo específico en función a los parámetros geomecánicos	65
Figura N°. 23: Correlación entre la frecuencia de fracturación y el C.E de explosivo	66
Figura N°. 24: Cálculo de “CE” Y “FE” a partir de “BI”	70
Figura N°. 25: Errores y defectos en la perforación de taladros.....	77
Figura N°. 26: Denominación de los taladros	79
Figura N°. 27: Zonas de una voladura en túneles y/o Galerías	82
Figura N°. 28: Ejemplos de arranques con corte quemados	83
Figura N°. 29: Distancia entre el taladro central vacío y taladros de arranque	84
Figura N°. 30: Arranque propuesto por Hagan	85
Figura N°. 31: Arranque cilíndrico en espiral	85
Figura N°. 32: Arranque cilíndrico doble espiral	86
Figura N°. 33: Arranque Coromant	87
Figura N°. 34: Arranque Fagersta	87

Figura N°. 35: Arranque con corte quemado de cuatro secciones.....	89
Figura N°. 36: Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos	90
Figura N°. 37: Carga lineal en función al burden máximo para diferentes diámetros.....	92
Figura N°. 38: Influencia en la desviación de los taladros.....	93
Figura N°. 39: Diseño o geometría de los taladros de arrastre.....	97
Figura N°. 40: Efectos de procesos de detonación de explosivos	102
Figura N°. 41: Diagrama de flujo para el diseño de perforación y voladura	120
Figura N°. 42: Flujograma del proceso experimental.....	121
Figura N°. 43: Imagen de creación de nuevo proyecto para importación de datos	130
Figura N°. 44: Imagen de creación de nuevo proyecto para importación de datos	131
Figura N°. 45: Grafica de polos- pole plot para la Gal. 2140 E	132
Figura N°. 46: Grafica de dispersión- Scatter plot para la Gal. 2140E.....	133
Figura N°. 47: Grafica de contorno- Contour plot para la Gal. 2140 E.....	133
Figura N°. 48: Familias de discontinuidades	134
Figura N°. 49: Concentración de discontinuidades	135
Figura N°. 50: Roseta de la galería principal de SOTRAMI con dirección NE y SW	136
Figura N°. 51: Dirección de la Gal. 2140 E ortogonal a las familias de discontinuidades	136
Figura N°. 52: Pestaña principal del Roc data	138
Figura N°. 53: Modelo de despliegue del PICK FROM GSI TABLE.....	138
Figura N°. 54: cálculo para hallar el GSI.....	139
Figura N°. 55: Despliegue de pestaña PICK FROM D TABLE	143
Figura N°. 56: Factor de disturbancia en túneles	143
Figura N°. 57: Gráfica de Esfuerzos Principales en la falla según Hoek & Brown	144
Figura N°. 58: Ventana principal del software RocData para los cálculos	145
Figura N°. 59: configuración del PROJECT SETTINGS del RocData.....	145
Figura N°. 60: Configuración del criterio de falla a utilizar	146
Figura N°. 61: Cálculo de compresión uniaxial de la roca	146
Figura N°. 62: Configuración del GSI.....	147
Figura N°. 63: Configuración del parámetro MI	148
Figura N°. 64: Cálculo del factor de disturbancia	149
Figura N°. 65: Configuración del FAILURE para configuración de datos.....	149
Figura N°. 66: Grafica Criterio de Falla de Hoek & Brown	150
Figura N°. 67: Grafica del Esfuerzo Normal vs Esfuerzo de Corte – Hoek & Brown	151
Figura N°. 68: Relación entre esfuerzos principales de Hoek & Brown y el Criterio de Mohr Coulomb	152
Figura N°. 69: Línea MOGGI's vs Hoek & Brown, (Falla Frágil)	157
Figura N°. 70: configuración del criterio Mohr-Coulomb	159
Figura N°. 71: Criterio de Mohr Coulomb en Términos de Esfuerzos Principales (Falla Frágil).....	161

Figura N°. 72: configuración del criterio Barton bandis.....	162
Figura N°. 73: Valor del JRC del macizo rocoso de la Gal. 2140E (Software: RocData).....	164
Figura N°. 74: Datos entrada y salida para el criterio de Barton-Bandis de la Gal. 2140E.....	166
Figura N°. 75: esfuerzos principales y esfuerzos normales vs esfuerzos de corte (Barton-Bandis)...	166
Figura N°. 76: Diseño de labor inicial de 2.10mx2.40m.....	167
Figura N°. 77: Diseño de labor final de 2.10mx2.20m.....	168
Figura N°. 78: ejecución del phase2 para análisis de datos.....	168
Figura N°. 79: Configuración del proyecto.....	169
Figura N°. 80: Configuración del proyecto Sotrami.....	169
Figura N°. 81: Importación del archivo DXF del AutoCAD.....	170
Figura N°. 82: Configuración final de la importación del AutoCAD al phase2.....	170
Figura N°. 83: Asignación de excavación del diseño de la labor de desarrollo.....	171
Figura N°. 84: Configuración de propiedades del material.....	171
Figura N°. 85: Definición del tipo de material.....	172
Figura N°. 86: Configuración para discretizar las propiedades del macizo rocoso.....	173
Figura N°. 87: Discretización mediante triangulación con nodos de tres.....	173
Figura N°. 88: Proyecto configurado mediante el método de discretización.....	174
Figura N°. 89: Diseño inicial y final sometidos a distintos esfuerzos.....	175
Figura N°. 90: Diseño inicial y final respecto al desplazamiento.....	175
Figura N°. 91: Muestras determinadas estadísticamente.....	178
Figura N°. 92: Mapeo geomecánico en la Gal. 2140 E.....	185
Figura N°. 93: Malla de perforación con el diseño anterior utilizado por los trabajadores.....	187
Figura N°. 94: Diámetro equivalente.....	195
Figura N°. 95: Diagrama de arranque según Roger Holmberg.....	197
Figura N°. 96: Burden y espaciamiento de los taladros del primer cuadrante.....	199
Figura N°. 97: Burden y espaciamiento de los taladros del segundo cuadrante.....	201
Figura N°. 98: Burden y espaciamiento de los taladros del tercer cuadrante.....	202
Figura N°. 99: Burden y espaciamiento de los taladros del cuarto cuadrante.....	204
Figura N°. 100: Diseño de la malla de perforación de manera optimizada en la Gal. 2140E.....	211
Figura N°. 101: Gráfico comparativo de metros de perforados por metro de avance.....	220
Figura N°. 102: Comparación de sobre rotura antes e implementado.....	220
Figura N°. 103: Resultado de optimización de incidencias de voladura.....	222

INTRODUCCIÓN

Se desarrolló esta investigación titulada “IMPLEMENTACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA LA MEJORA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA COMPAÑÍA MINERA SOTRAMI S.A 2019” cuyos temas principales son el estudio de la Geomecánica relacionado a la perforación y voladura debido a las condiciones que se presentan in situ como son el inadecuada geometría de malla de perforación, incidencias de voladura, la sobre rotura y bajas eficiencias respecto a los avances lineales de acuerdo a lo planificado.

El interés del proyecto de investigación es involucrar los parámetros geomecánicos para mejorar las estadísticas de perforación y voladura

La metodología y las técnicas empleadas son el método: Técnicas analíticas cuantitativas y semi-empíricas y documentales de fuentes bibliográficas concernientes al tema y observación directa de tipo investigación aplicada.

Cuyos objetivos son mejorar el diseño de malla de perforación, mejorar los parámetros de perforación y voladura y reducir la generación de sobre roturas mediante la implementación de la Geomecánica.

Las mejoras presentadas en este trabajo son reflejadas en los resultados obtenidos en la presente investigación lo cual se relacionará los parámetros geomecánicos en los cálculos de perforación y voladura. Este estudio se desarrolló en siete capítulos principales:

Capítulo I, Planteamiento del Problema de la Investigación: Descripción del problema, enunciado del problema general y específicos, objetivos, justificación, y delimitación.

Capítulo II, Objetivos e Hipótesis: Objetivos, hipótesis y operacionalización de variables.

Capítulo III, Marco Teórico Referencial: Antecedentes, consideraciones geomecánicas, diagnóstico de procesos de perforación, cálculo y diseño de voladuras, diseño de mallas y definición de términos.

Capítulo IV, Diseño Metodológico de la Investigación: Definición de variables, operacionalización de variables, hipótesis de la investigación, tipo y diseño de la investigación, población y muestra, procedimiento, y material de la investigación.

Capítulo V, Procesamiento de datos: Datos para mejora de diseño de mallas de perforación y voladura, análisis y cálculos de ábacos geomecánicos, diseño y cálculo de parámetros de perforación y voladura.

Capítulo VI, Resultados y Discusiones: Caracterización de los resultados, contrastación de hipótesis, polémica de resultados.

Capítulo VII, Conclusiones y recomendaciones



RESUMEN

Esta investigación se desarrolló en la Compañía Minera SOTRAMI S.A., localizado en centro poblado Santa Filomena la región de Ayacucho, provincia de Lucanas, distrito de Sancos,. La unidad minera SOTRAMI S.A. labora con un modelo de malla de perforación y voladura justificado en conocimientos prácticos, sin ningún lineamiento de ingeniería ante lo cual mediante esta investigación se expone todas estas deficiencias como son el inadecuado diseño de malla de perforación, bajo avance lineal, demasiados números de taladros en labores de desarrollo, inadecuadas caras libres y sobre roturas de las cajas. El presente proyecto tiene como fin reducir estas incidencias mediante el planteamiento de un nuevo diseño de voladura basado en parámetros geomecánicos. La metodología a seguir para obtener los objetivos planteados fue con procedimiento de recopilación de datos en ínsitu para fijar la unificación de polos, planos esenciales y el direccionamiento espacial de las discontinuidades mediante el software DIPS así mismo también se realizó el estudio de estabilidad del macizo rocoso circundante mediante el análisis de los esfuerzos principales (horizontales y verticales) a la cual está sometida las labores de desarrollo para ello se empleó el software PHASE2 y ábacos geomecánicos, enseguida se realizó el análisis geomecánicos (RMR, GSI etc.) mediante los ábacos geomecánicos, finalmente mediante el algoritmo de Roger Holmberg se procesan estos datos y de esta manera se logró demostrar las mejoras en el diseño de malla de 2.10 metros x 2.40 metros a 2.10 metros x 2.20 metros, así mismo se redujo de 45 taladros por frente a 39 taladros por frente y reduciéndose la sobre rotura de 13% a un 6.5% de esta manera mejorándose los aspectos de factor de potencia y carga.

PALABRAS CLAVES: (Geomecánica, galería, voladura, explosivos, software).



ABSTRACT

This research is carried out at the mining company SOTRAMI S.A. mine, located in the Ayacucho region, Lucanas province, Sancos district, Santa Filomena populated center. The mining unit SOTRAMI S.A. It works with a drilling and blasting mesh design based on empirical knowledge, without any engineering guidelines to which, through this investigation, all these deficiencies are exposed, such as the inadequate design of drilling mesh, under linear advance, too many numbers of holes in development work, inadequate free faces and cracking of the boxes. The purpose of this project is to reduce these incidents by proposing a new blasting design based on geomechanical parameters. The methodology to follow in order to obtain the objectives set forth was through the collection of data in the field and then to determine the concentration of the poles, main planes and the spatial orientation of the discontinuities through the DIPS software, as well as the study of the stability of the Surrounding rock through the analysis of the main stresses (vertical and horizontal) to which the development work is subjected to, the PHASE2 software and geomechanical abacus were used, then the geomechanical analysis (RMR, GSI etc.) was performed using the abacus. Geomechanical, finally through Roger Holmberg's algorithm, this data is processed and in this way it was possible to demonstrate the improvements in the mesh design from 2.40 meters x2.10 meters to 2.20 meters x2.10 meters, likewise it was reduced from 45 holes in front of 39 holes front and reducing the breakage from 13% to 6.5% in this way improving the aspects of factor of power and load.

KEY WORDS: (Geomechanics, gallery, blasting explosive, software)



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del Problema

La Geomecánica una ciencia nueva y moderna ha venido realizando grandes aportes en el mundo de la minería en temas de estudio del comportamiento mecánico de las rocas, contribución en la seguridad y reducción de costos operativos, sin embargo, hasta estos años muchas empresas mineras no lo vienen poniendo en ejecución por el costo que genera su implementación (operación) y/o por el desconocimiento de esta, teniendo por resultado multitudes de problemas como es el caso de la minera SOTRAMI S. A. Así como: un inapropiado diseño del frente generara una mala malla de perforación, bajos avances lineales en las labores de desarrollo, demasiados números de taladros por frente de trabajo, inadecuadas caras libres, sobre roturas de las cajas generando mayores costos de sostenimiento, por ende altos índices de accidentabilidad, así como el excesivo uso de explosivos siendo esta realidad problemática muy seria es menester considerar a la Geomecánica en la unidad minera SOTRAMI S.A. como alternativa de solución es mejorar los patrones de perforación y voladura en labores de desarrollo.

1.2. Enunciado del Problema

1.2.1. Problema General

¿En qué medida la implementación de la Geomecánica influirá en la mejora de los estándares de perforación y voladura en labores de desarrollo en la Compañía Minera SOTRAMI S.A. 2019?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿En qué medida la implementación de la Geomecánica mejorará en el diseño de malla de perforación en labores de desarrollo en la Unidad Minera SOTRAMI S.A. 2019?



- ¿En qué medida la implementación de la Geomecánica mejorará los parámetros de perforación y voladura en labores de desarrollo en la Unidad Minera SOTRAMI S.A. 2019?
- ¿De qué manera la implementación de la Geomecánica contribuirá en la reducción de la sobrerotura en labores de desarrollo en la Unidad Minera SOTRAMI S.A. 2019?

1.2.3. Justificación

La correcta evaluación e investigación de los aspectos geomecánicos y de la voladura nos permitirán dar solución a los notorios problemas presenciados en la unidad minera SOTRAMI S.A y de esta manera mejorar los estándares y/o maneras de perforación y voladura y todos los aspectos de seguridad para incrementa de esta manera la rentabilidad en el proceso de extracción del mineral.

El presente proyecto de investigación de la unidad minera SOTRAMI S.A, La rentabilidad probada de la minería en esta unidad la hace técnica y económicamente razonable, pero es necesario mejorar los estándares de perforación y voladura ya que juega un rol muy valioso y mediante ella ejecutamos labores de desarrollo.

Gracias a este estudio sabremos qué tipo de malla aplicar para distintas estructuras rocosas, el tipo de corte quemado, la longitud de la perforación y la cantidad de carga a utilizarse para no inestabilizar la roca ni generar la socavación excesiva.

1.2.4. Delimitación

- **Delimitación Personal**

El presente trabajo de investigación presenta dificultades con respecto a la información de la minera SOTRAMI S.A, así como no se cuenta con ningún tipo de estudio realizado en el aspecto de geomecánica en dicha zona ante ello se busca información nacional e internacional para su correcta interpretación.

- **Delimitación Pedagógica**

Escasa información bibliográfica referentes al tema de investigación de la zona de estudio, pero se viene realizando una investigación más exhaustiva para poder recopilar la mayor cantidad de información.



- **Delimitación Social**

El recojo de toda la información de este trabajo de investigación estarán aplicadas o direccionadas netamente a la minería metálica subterránea y a su relación con los impactos producidos en el avance de labores de desarrollo.

- **Delimitación Espacial**

El contexto de la indagación se desarrolló en la unidad minera SOTRAMI S.A., especialmente en las labores de desarrollo zona SANTA ROSA, ubicada en el distrito de Sancos departamento de Ayacucho.

- **Delimitación Temporal**

El tiempo en el cual se desarrolla el presente trabajo de investigación será en el año 2018, 2019 y 2020 en el transcurso de los primeros meses del año más su aplicación y experimentación en los meses consecutivos.

- **Delimitación Conceptual**

Debido a que el asunto de la minería subterránea es amplio se realizara una recopilación exhaustiva de información a nivel nacional e internacional.

CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1. Objetivo General

Mejorar los estándares y/o patrones de perforación y voladura en labores de desarrollo mediante la implementación de la Geomecánica en la Compañía Minera SOTRAMI S.A. 2019.

2.2. Objetivos Específicos

- Mejorar el diseño de malla de perforación en labores de desarrollo mediante la implementación de la Geomecánica en la Unidad Minera SOTRAMI S.A. 2019.
- Mejorar los parámetros de perforación y voladura mediante la implementación de la Geomecánica en labores de desarrollo en la Unidad Minera SOTRAMI S.A. 2019.
- Reducir la generación de sobreroturas en labores de desarrollo mediante la implementación de la Geomecánica en la Unidad Minera SOTRAMI S.A. 2019.

2.3. Hipótesis de la Investigación

2.3.1. Hipótesis General

La implementación de la geomecánica mejorará los estándares de perforación y voladura en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019

2.3.2. Hipótesis Específicas

- La implementación de la geomecánica mejorará el diseño del tipo de malla de perforación en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019
- La implementación de la geomecánica mejorará los parámetros de perforación y voladura en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019
- La implementación de la geomecánica contribuirá en la reducción de generación de sobre roturas en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019



2.4. Definición de Variables

(HERNANDEZ SAMPIERI, 2014), define que Las variables son propiedades que pueden cambiar, cambiar y medir sus fluctuaciones. Las variables se aplican a grupos de personas u objetos que pueden tener diferentes valores concernientes a la variable. Las variables tienen valor de investigación científica si se pueden combinar con otras variables (ya sea que formen parte de una hipótesis o una teoría).

2.5. Operacionalización de Variables

Las variables en la investigación de implementación de la Geomecánica para la mejora de la perforación y voladura serán operacionalizadas, en cada uno de los estudios que se realizarán, cada una según su nivel de medición.

2.5.1. Variables Independientes

La variable independiente es la geomecánica en labores de desarrollo de la Minera SOTRAMI S.A.

2.5.2. Variables dependientes

Estándares de Perforación y voladura en labores de desarrollo de la Unidad Minera SOTRAMI S. A.

Tabla N°. 1: Operacionalización de variables

Variable	Dimensiones	Indicadores	Escala de Valoración
Variable Independiente	La geomecánica	Caracterización geomecánica	Resistencia compresiva (MPa)
			Apertura (mm)
			Parámetros del macizo rocoso - RMR
			Espaciamiento y Juntas (mm)
Variable Dependiente	Estándares de perforación y voladura en Labores de desarrollo	Estándares de perforación y voladura	Condición de discontinuidades Alteración
			Presencia agua
			Índice de calidad de la roca (RQD)
			Numero discontinuidades Numero de fisuras
Variable Dependiente	Estándares de perforación y voladura	Diseño de malla	Estructura / condiciones superficiales (resistencia)
			Índice de perforación
			Factores de voladura
			Rendimiento y eficiencia (%) Pies perforados (Pies perf. /m) Tiempo de perforación (Hh)
Variable Dependiente	Labor de desarrollo	Galería 2140E	Burden (m)
			Factor de potencia (kg/ton) Factor de carga (kg/m ³) Factor de avance (kg/m)
			Espaciamiento (m) Numero de taladros (Tal.) Tipo de arranque
Variable Dependiente	Labor de desarrollo	Galería 2140E	Avance lineal (m)
			Factor de potencia (kg/ton) Factor de carga (kg/m ³) Factor de avance (kg/m)
			Sección (m x m) Sobre rotura (%)

Fuente: Autores de Tesis



CAPITULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1. Antecedentes de la Investigación

Los estudios de optimización de perforaciones y voladuras se consideran desde un punto de vista geomecánico y se han elaborado informes de investigación relacionados con este tema.

3.1.1. A nivel Internacional

(SANCHEZ VILLARREAL, 2012), en su tesis que lleva por título “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth”. Menciona que la razón es mejorar los procesos de perforación y voladura en la ejecución de la rampa y presentar la alternativa óptima a los directivos en la Minera Bethzabeth de la unidad ELIPE. S.A. y concluye que:

“las características físico – mecánicas del macizo rocoso son importantes para el diseño de la malla de perforación y voladura, reduciendo el número de taladros se logró disminuir el tiempo de operaciones, consiguiendo con ello la mejoras en los avances lineales y consumo excesivo de explosivos de la rampa en la mina Bethzabeth”

(ALTAMIRANO CONDOR, 2014), expone en su tesis denominada “Diseño de Tronadura en una Fase - Aplicación a Minería Continua - CODELCO - División Andina, Santiago de Chile 2014”. Afirma que la metodología para “diseñar y evaluar la tronadura en una fase de las bateas de producción a través de la incorporación del simple criterio de daño. El modelo se verifica inicialmente con el análisis de la tronadura en el Canalón de Andina y luego se aplica un diseño alternativo de tronadura de bateas (teoría de Holmberg & Persson)” y llegando a la conclusión:

1. *“Según los parámetros geomecánicos del macizo rocoso se calculó el valor PPVc según Holmberg & Persson (1994) dando un valor de 1461 mm/s.*



Obteniendo un modelo de daño de IPPVc = Se considera zona perturbada = 1461 mm/s y 4PPVc = Se considera zona de fractura = 5844 mm/s”.

2. *“El diseño MC1 presenta una alta zona de fracturamiento (sobre quiebre). Los tiros están distribuidos de manera de aumentar la interacción entre las zonas de fracturamiento, conforme avanza la secuencia de tronadura. Este diseño propondría una fragmentación final del material (pulverización), mejorando la proporción de espacio disponible para el movimiento del material esponjado. El porcentaje de área de sobre quiebre llega hasta un 58,5%, muy por encima del 50% definido por las experiencias en Australia y del 53,01% que presenta el Canalón de Andina”.*

(MULLO VALLEJO, 2012), en su tesis titulada “Empleo de las Clasificaciones Geomecánicas, para la Investigación del Comportamiento Geotécnico de las Excavaciones Subterráneas en la Central la Hidroeléctrica Coca Codo Sinclair 1500 MW”. Afirma que:

“Esta investigación tiene como objetivo fundamental emplear la clasificación geomecánica del macizo rocoso para la investigación del comportamiento geotécnico de las excavaciones subterráneas de la hidroeléctrica Coca Codo Sinclair 1500 Mw y así optimizar la construcción de las mismas y el sostenimiento adecuado de las vialidades constructivas, caverna de transformadores y caverna de casa de máquinas, mediante la caracterización de ciertos parámetros del macizo rocoso como: propiedades físico mecánicas, peso específico, peso volumétrico, porosidad, resistencia de las rocas, resistencia a la compresión uniaxial, desgaste a la abrasión, humedad, esponjamiento, investigaciones para obras subterráneas, clasificación de Bieniawski índice RMR, R.Q.D (Rock Quality Designation), G.S.I, Q índice de Barton y ensayos de permeabilidad; de esta manera garantizar que la vida útil de las obras civiles sean de largo plazo”.

(CASTRO CHINCHILLA, 2012), en su tesis titulada “Modelo de Sostenimiento para una Propuesta del Túnel Vial que comunique Zapote con Curridabat, Asistido por el Programa PHASE2”. Afirma que:

“El congestionamiento y la falta de terrenos hacen necesario la búsqueda de nuevas alternativas la cual es el uso de túneles, para cumplir con estos objetivos se recopiló información teórica, se obtuvieron perfiles geológicos y características geotécnicas las cuales fueron procesadas por un modelo



bidimensional de elemento finito, utilizando el programa de computo PHASE2 y bajo la metodología de análisis desarrollada por Evert Hoek para secciones combinadas de acero y concreto, así cumpliéndose con el objetivo del análisis de soporte del túnel Zapote-Curridabat”.

3.1.2. A nivel Nacional

(LLANCO SEDANO, y otros, 2012), quien elaboró y expuso su tesis titulada “Evaluación de la Voladura basada en las Clasificaciones Geomecánicas en la Cia Consorcio Minero Horizonte-U/P Culebrillas”. Universidad Nacional De Huancavelica. Su propósito es enfocarse siempre en las condiciones topográficas del macizo rocoso y definir el diseño y la aplicación de la voladura para lograr una distribución óptima de la energía dentro de la roca., el método de investigación fue experimental cuya conclusión fue:

1. *“El método aplicado de voladura es más seguro que los métodos empíricos utilizado anteriormente, ya que este método ha conllevado a la minimización de consumo de explosivos, desgaste de máquinas, mano de obra y otros para la empresa.”*
2. *“Se demuestra que la ecuación de Ashby (C.E) relacionada con las clasificaciones geomecánicas (RMR, RQD, GSI) cumplen los estándares de consumo de explosivo (Ábacos y tablas)”.*

(SAHUINCO CUTI, 2019), según su tesis titulada “Diseño de Perforacion y Voladura en Minería Convencional para Minimizar los Costos en el Frente de Labores de Desarrollo Compañía Minera Yanaquihua S.A.C.”. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Afirmando que:

“El objetivo es optimizar las operaciones unitarias de perforación y voladura mediante un análisis y nuevo diseño de mallas de perforación y voladura aplicando modelos matemáticos según la tipología del macizo rocoso y la adecuada carga explosiva para reducir los costos de operación en el Crucero 802 en la Unidad Minera Yanaquihua”.

(SANTANA ORELLANA, 2014), en su tesis titulada “Diseño de Malla para Perforación y Voladura de Frentes Utilizando Modelo Matemático de Holmberg e Índice de Volabilidad de Lylli”. Universidad Nacional del Centro del Perú. Afirma que:



“El investigador Roger Holmberg basándose en los estudios presentados por los investigadores Langefors y Kihilstrom (1963) y Gustafsson (1973), presenta un modelo matemático para diseñar una malla de perforación y voladura, para frentes y galerías en obras subterráneas. También LILLY (1986 - 1992), en su investigación de índice de volabilidad, considera parámetros geomecánicos para el cálculo de factor de carga en voladuras de tajo. Al modificar su cuadro de parámetros geomecánicos de LILLY con parámetros geomecánicos del RMR bieniawski (1976) y El Geological Strength Index de Hoek y Marinos (2000) más conocido como GSI, se genera un nuevo cuadro para labores subterráneas”.

(PALOMINO VIDAL, 2016), en su tesis denominada “Optimización del Proceso de Perforación y Voladura en las Labores de Desarrollo para Mejorar la Eficiencia en Compañía Minera Poderosa S.A.”. Universidad Nacional de Trujillo. El objetivo del estudio fue:

“El estado actual del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo para determinar alternativas y optimizar para obtener una mejor eficiencia en cuanto a rendimiento y costo”.

En resumen del proyecto mencionamos que las evaluaciones Geomecánica referentes al efecto de la voladura se determinó que la mayor concentración se obtiene en rocas de clase regular (granodiorita) con un promedios de RMR de 68.9%. La cantidad de taladros perforados son 39 en promedio por frente la cual optimizando mediante el método empleado llegamos a 37 generando una eficiencia de 97% (anteriormente 90%).

3.1.3. A nivel Local

(CAMACHO GOMEZ, 2017), expone en su tesis titulada “Aplicación de la clasificación Geomecánica para Mejorar el Rendimiento de la Voladura en la Empresa Minera Catalina Huanca S.A.C.”. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman. Menciona en su objetivo:

“Afirma que la voladura es la principal operación en la actividad minería y su diseño no se involucra de manera justificada con las variables geomecánicas para lograr una optimización en el rendimiento de los procesos de operación”.

El desempeño de este método utilizado se ha mejorado en el trabajo de desarrollo, incluyendo la clasificación de las geomembranas de RMR, GSI, RQD aplicada por la ecuación ASHBY, obteniendo un avance de 3.10m a 4.10m por disparo. Asimismo, se pueden determinar las constantes de roca para establecer nuestros estándares de diseño de consumo de explosivos.

3.2. Generalidades de Zona de Estudio

3.2.1. Localización Geográfica y Política

Dentro de sus límites, Lucanas limita con Parinacochas al sur, Víctor Fajardo al este, Ica al oeste e Ica al norte. Provincia de Juanca Suncos. Es el más grande de todos los estados ubicados al sur de esta región. Su capital es la ciudad de Puquio, con 21 prefecturas y un área de 14 424,64 kilómetros cuadrados, y Sancos es el distrito más grande con un área de 1,520.87 kilómetros cuadrados.

El poblado Santa Filomena cuenta con:

- Una población superior a los 8 409 habitantes según en INEI Censos Nacionales 2017.
- 03 niveles de educación (inicial, primaria y secundaria), 01 puesto de salud, y comisaria PNP Santa Filomena.
- Organizaciones sociales como; club de madres, vaso de leche.
- Instituciones públicas, como la agencia municipal, tenencia de gobernación.
- Organizaciones productivas como SOTRAMI S.A. grupos mineros organizados, asociaciones pallaqueras nueva esperanza, asociación de molineros, y quimbaletos, asociación de transportistas, asociación de comerciantes.



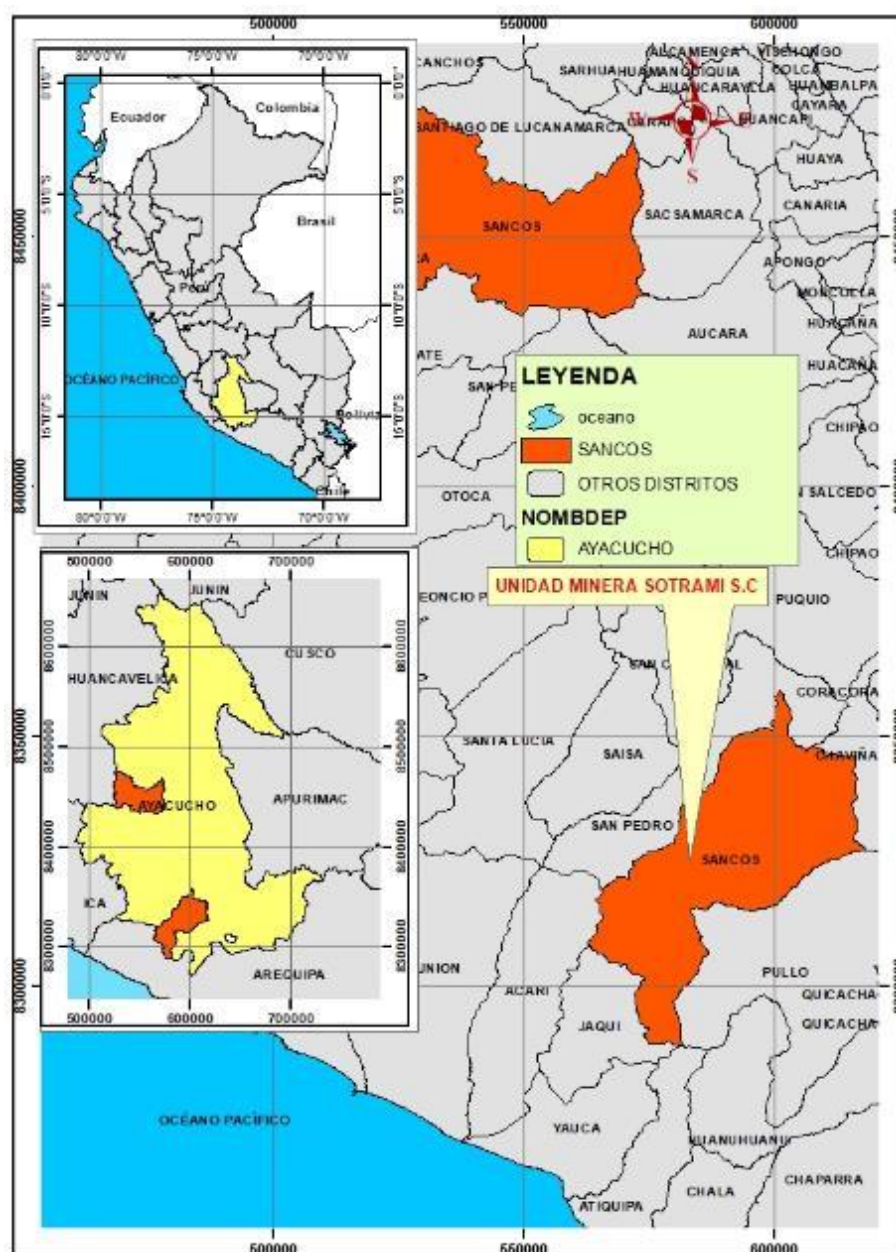


Figura N°. 1: Mapa de ubicación de la mina SOTRAMI S.A.

Fuente: Autores de Tesis

La unidad minera “Santa Filomena” de la Empresa de “Sociedad de Trabajadores Mineros” (SOTRAMI S.A.) se encuentra ubicada dentro de la carta de JAQUI, hoja 31Ñ, cuyas coordenadas UTM se muestran el DATUM PSAD56:

Tabla N°. 2: *Coordenadas UTM donde está ubicada la minera SOTRAMI*

Vertices	Este	Norte
1	576000	8301000
2	578000	8301000
3	578000	8302000
4	576000	8302000

Fuente: Autores de Tesis

La unidad minera de la empresa “Sociedad de Trabajadores Mineros” (SOTRAMI S.A.) se encuentra ubicada en:

- Altura: 2400 m.s.n.m
- Departamento: Ayacucho
- Provincia: Lucanas
- Distrito: Sancos
- comunidad: Santa Filomena

3.2.2. Generalidades de la Mina

3.2.2.1.Exploración

En esta etapa de la operación se realizan diferentes actividades como labores horizontales, inclinadas y verticales. Se le conoce a la exploración como la etapa inicial de la actividad minera. El principal objetivo de la exploración es llegar a las proyecciones de la veta para poder continuar con el siguiente paso que es el desarrollo, mediante la exploración se pueden determinar la magnitud de mineral conocido como la reserva y la ley (calidad) del mineral que se ubica en el yacimiento.

3.2.2.2.Explotación

- **Minado Corte y relleno ascendente convencional:**

El método de explotación corte y relleno ascendente conocido también como “over cut and fill”, aplicando el circado selectivo para evitar mayor dilución del mineral. El minado de corte y relleno se realiza en forma de tajadas horizontales de diferentes dimensiones, iniciándose por el fondo del tajo y realizando la secuencia hacia la parte superior.

Luego, los minerales se mueven y se eliminan por completo de interior mina. Una vez realizada la voladura, el volumen de extracción se llena con material estéril para que pueda soportar las cajas hasta que se alcanza la altura de



perforación adecuada, lo que proporciona una base para operaciones posteriores. El material de relleno suele ser roca estéril del desarrollo de la mina y se distribuye a lo largo del área ejecutada

La aplicación del circado selectivo es para incrementar la recuperación de finos, evitar la dilución y/o contaminación del mineral y realizar de una manera eficaz y eficiente la selectividad del mineral

3.2.2.3.Planta de Beneficio de Mineral

La planta de beneficio de mineral de unidad minera SOTRAMI S.A, está ubicada a 10 Km de las operaciones de la mina, específicamente se ubica arriba del rio del distrito de Jaquí, en la interacción de la quebrada de santa rosa con Acaville a 1,270 msnm. El área ocupada por la planta es de 15,000 m², que incluye el área de recepción y acopio de mineral, la tolva de gruesos denominado también como stock pile, la construcción de la nueva planta de chancado (primario y secundario), la cancha de mineral triturado, la tolva de finos, Área de molienda, Área de Cianuración, Área de Desorción, Área de electro-deposición, Área de Fundición y Refinación, Área de Regeneración de Carbón Activado y Laboratorio, cabe mencionar que los residuos generados en minera SOTRAMI S.A. son segregados de acuerdo a los estándares de diseño, seguridad y ambiental.

- **Capacidad Instalada de la Planta de Tratamiento.**

La planta de beneficio de la Minera SOTRAMI S.A. viene operando con la autorización de funcionamiento otorgado por el ministerio de energía y minas, actualmente la capacidad de tratamiento alcanza 150 TMS/Día con proyecto de ampliación hasta 300 TMS/Día, para el año 2021.

- **Parámetros de Operación**

Los recursos e insumos que se está considerando se detallan a continuación:

Materia prima: Mineral extraído de la mina cumpliendo su respectiva ley.

Agua: El agua es un líquido inodoro, incoloro e insípido que se produce de forma natural. Aquí en la unidad minera SOTRAMI el recurso hídrico es aprovechada de una de las plantas más cercanas denominada korijaqui la cual es trasladada mediante tuberías hacia un depósito de terminado. La capacidad del depósito es estimado en 100 m³ lo cual son distribuidos en diferentes puntos de acuerdo a la demanda requerida, la estimación general del consumo total para la planta es de 70m³/mes.

- **Descripción de las Operaciones**

Recepción y Transporte del mineral: El transportado de mineral se ejecuta directamente en unidades propios de la Minera SOTRAMI S.A. y recepción del mineral, donde se da inicio al proceso de la planta, es aquel donde se concentra en mineral enviado de mina y de los diversos minerales que llegan por las regalías y de acopio según su procedencia, los cuales pueden ser mineral o desmonte, luego de ser pesados los minerales son enviados a la cancha de recepción donde son descargados para su posterior envío a la tolva y en caso sea muy grandes la granulometría de los minerales, son enviados al circuito de chancado para obtener el tamaño adecuado para el procesamiento.

Si el lote tiene una granulometría mayor a $\frac{1}{2}$ " será enviado a la sección de chancado; para luego ser muestreado.

Chancado: Resulta que el proceso de trituración en la minería es un paso importante en el proceso. Es decir, tanto en el proceso de triturado como en el de molienda, la mayor parte de la energía invertida en la operación se concentra en lograr la reducción del tamaño del material.

Cancha de muestreo: denominamos cancha de muestreo a al producto final del chancado secundario que es almacenado en un lugar determinado formando una pila de mineral.

Molienda de Mineral: Etapa final de reducción de partícula para la liberación valiosa del mineral, esta área es muy importante ya que se tiene que controlar los parámetros más importantes del mineral para su conminución y de esta manera pueda ser atacado por el cianuro de la mejor manera para poder obtener el ion Au Cianuro que es adsorbida por el carbón activado, que es la finalidad de todo el proceso.

La tolva de finos es alimentada con mineral blending (Mineral oxido, sulfuros, relaves y zaranda) con un volquete de 6 m³ y un mini cargador CAT 236B, con mineral procedente de cancha, la tova de finos se descarga por una faja, la cual regula la alimentación del mineral por medio de una compuerta, la alimentación de mineral es verificada por el control manual del cortador de pie de faja que pesa en una balanza tipo romana, adyacente a la faja; el mineral es descargado a un chute que alimenta al molino primario 5'x5' Ft, aquí también ingresa solución barren y el retorno del ciclón primario (carga circulante), así como solución de cianuro al 10 % con un pH



12-12.5 que es preparado en un tanque de reactivos 2.5 m^3 . La descarga del molino primario $5' \times 5'$ ft maneja una densidad de pulpa promedio entre 1750 – 1950 g/lt con una mezcla de NaCN de 0.12-0.14 gr/lt, esta pulpa es descargada en un cajón de 2 m^3 para ser bombeado por la bomba SRL N°1 de $2 \frac{1}{2}'' \times 2''$ c/u hacia un hidrociclón D-4.

El overflow de este primer hidrociclón se suma a la descarga del molino secundario 4×5 ft y de allí es bombeada por la bomba SRL N°2 de $2 \frac{1}{2}'' \times 2''$ c/u hacia el hidrociclón D-4a N° 2 el underflow es enviado al molino de remolienda $4' \times 5'$, cerrando así el circuito.

Los overflow del ciclón secundario N°2 maneja una densidad de 1300-1350, pasando al primer tanque lixiviador N°1 de $20'' \times 21''$.

Lixiviación y Adsorción con Carbón Activado: El overflow proveniente del circuito de molienda ingresa al primer tanque $20'' \times 21''$, el cual tiene un tiempo de residencia de 49 horas, luego por rebose la pulpa se descarga por gravedad al tanque N°2 de $12' \times 12'$ la cual aporta un tiempo de residencia de 10.13 igualmente por rebose la pulpa pasa al tanque CIP N°3 de $10' \times 10'$ donde la pulpa tiene un tiempo de residencia de 5.86 horas pasando luego al tanque CIP N°4 de $10' \times 10'$ con un tiempo de residencia de 5.86 horas, luego pasa al tanque CIP N°5 de $10' \times 10'$ con un tiempo de residencia de 5.86 horas pasando al tanque CIP N°6 de $9.5' \times 10.5'$ con un tiempo de residencia de 5.55 horas luego pasa al tanque CIP N°7 de $10' \times 10'$ con un tiempo de residencia de 5.86 horas y por último al tanque CIP N°8 de $8' \times 8'$ cuya pulpa tiene un tiempo de residencia de 3 horas, el arreglo de carbones para la adsorción de oro son: en el tanque N° 1 y N°2 un promedio de 1200 kilos de carbón, este carbón es ingresado a desorción por ser el carbón más rico, los carbones presentes en el tanque N°3, N°5, N°6, N°7 y N°8 son pasados en contracorriente por una tubería de cosecha de 4" de diámetro que los lleva hacia un tromel cosechador donde se separa el carbón de la pulpa y se lava los carbones que salen son ensacados, pesados, muestreados y llevados inmediatamente a la planta de desorción.

Relavera: Se ubica en la parte (zona Sur Oeste) de la unidad, la taza principal comprende un perímetro total de 330.484 mts. Con un volumen total de 53,110.00 M3, el ancho de corona es de 6.0 mts con un ángulo de reposo de 45 grados del talud, el pie de este se calcula en 18 mts al igual que la altura total, en el revestimiento se utilizó geo membrana de 0.75 mm y



posee un sistema de drenaje interno con tuberías drenaflex en arreglo espina de pescado que van hacia la poza de drenaje de 50M3 ubicada en la parte externa.

El relave proveniente de la planta es descargado por medio de una línea de tubería de HDPE de 4.0” en sistema “aguas abajo”, la decantación de soluciones se realiza de forma natural formando el espejo de las cuales la solución barren es bombeada a la planta por una bomba multietapica 1½”x2”.

3.2.3. Accesibilidad

El ingreso a la minera SOTRAMI es a través del medio aéreo y terrestre para nuestro caso partimos desde la ciudad de Lima vía terrestre, nos dirigimos hasta la localidad de YAUCA continuando con nuestro viaje llegamos al poblado de JAQUI y finalmente continuando esta ruta llegamos al centro poblado de Santa Rosa la cual proseguimos hasta el centro poblado Santa Filomena donde se encuentra la unidad minera SOTRAMI.

Tabla N°. 3: *Accesibilidad a la Unidad Minera Santa Filomena*

Tramo	Carretera	Distancia	Tiempo
lima – Yauca	Asfaltada	575 km	9 horas
Yauca – Jaqui	Asfaltada	25 km	0.5 horas
Jaqui – Laytaruma	Asfaltada	10 km	0.5 horas
Laytaruma - Santa Filomena	Afirmada	12 km	1 hora
Total		632 km	11 horas

Fuente. Autores de Tesis

3.2.4. Aspectos Geológicos

3.2.4.1. Geomorfología

Las principales unidades geomorfológicas observadas y resumidas por el Mapa Geológico Nacional son:

Estribaciones Andinas

Esta unidad geológica se ubica entre la zona costera y la meseta andina, a una altitud de 1500-3000 metros sobre el nivel del mar. Petrologicamente, está compuesto por rocas sedimentarias y volcánicas del Jurásico y Cretácico, y ha sido influenciado por el batolito costero. Se observa que está fuertemente erosionado por ríos y arroyos que fluyen desde el macizo andino.

Altiplanicie Andina

Esta unidad se compone desde los 3000 metros sobre el nivel del mar y se compone esencialmente de dos subunidades. Uno es la cordillera de cerros a lo largo de la dirección NO-SE y el otro es el Peneplain Andino. Está cubierto con materiales volcánicos terciarios y cuaternarios.

Mesetas

Las colinas son suaves, de poca pendiente y están a una altitud de 4000 a 4500 metros sobre el nivel del mar. Suelen ser típicamente heladas. Esta unificación se encuentra principalmente en la parte oriental de la región.

Conos Volcánicos

Se encuentran principalmente en la parte central de la región, con una serie de conos y dispositivos volcánicos prominentes en la meseta andina..

3.2.4.2.Topografía y Clima

La topografía del área de detección es empinada ocasionalmente con frecuencia se nota quebradas en forma en forma de “v” con algunas zonas pocos estables la que es muy característico de la zona, se puede presenciar algunas quebradas sin la presencia de presencia de agua.

Por el tipo característico de la zona se puede presenciar erosión ocasional de las quebradas. La configuración característica del clima de la zona es pre árida a semicálido con temperaturas que ascienden hasta los 27 °C y descienden hasta los 16°C. Las precipitaciones pluviales son variados siendo mayor en los meses enero a marzo y escasas en el mes abril a diciembre. Las mínimas precipitaciones pluviales están condicionadas a las bajas condensaciones de humedad del pacifico.

3.2.4.3.Suministro de Agua

El agua un elemento vital para la supervivencia y uso de tipo industrial se capta de uno de los valles denominado chulbe que se encuentra a una distancia referente a 9km la que es transportada mediante tuberías hacia una fuente de almacenamiento (tanque de agua la cuan se emplea para poder distribuir para los diferentes actividades requeridas por la operación.

La cantidad poblacional del centro poblado santa filomena incluido niños es de 2000 habitantes la cual realizando el requerimiento de recurso hídrico para dicha población empleando un consumo 0.5 m³ /persona al mes se requeriría 1000 m³/mes.

3.2.4.4. Flora y Fauna

Flora

La presencia de flora en la minera SOTRAMI y partes aledañas son escasas debido a la baja precipitación pluvial durante el año, La pequeña vegetación que crece se caracteriza por ser semidesértica, similar a los desiertos costeros y las estepas montañosas. Por ejemplo, las hierbas, arbustos y cactus de aspecto escaso aparecen esporádicamente, y en algunos lugares se distribuyen de forma transitoria especies de plantas difíciles y especies termófilas. Pequeñas manchas azuladas sobre una vasta arena eólica gris y monótona.

El potencial de tierras con aptitud forestal, según los datos estadísticos del Ministerio de Agricultura es susceptibles para desarrollar programas de forestación y reforestación, pero implementando riego tecnificado debido a los escasos del recurso hídrico.

Fauna

Comprendiendo a la fauna como la agrupación de especies animales de una determinada región. En minera SOTRAMI y partes aledañas mencionamos a las especies silvestres que fueron reconocido reportándose especies de mamíferos vertebrados, dentro de ellos: el ratón de campo (*Chroecomys andinus*), rata (*Rattus rattus*) y el zorro (*Vulpes vulpes*), en aves tenemos especies que son: la perdiz (*Tinamotis plentandii* Tinamidae), águila (*Harpía harpyja*) y el Aguilucho Cordillerano (*Buteo poecilochrous* Accipitridae), dentro de otras especies faunísticas tenemos aquella que conformaría la mesofauna de la zona representada por la clase Insecta entre ellos se encuentran la familia de los mariposas (*Lepidopteros*), moscas (*Diptera*), la clase Aracnida, gusanos principalmente los conocidos como ciempiés (*Chilopoda*), y los reptiles como serpiente (*Lichanura trivirgata* ssp), lagartija (*Tropidurus peruviana*).

3.2.4.5. Geología

- **Estratigrafía**

La zona de estudio presenta rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, las que muestran edades desde el Mesozoico hasta el Cuaternario reciente, el Mesozoico está representado por secuencias volcánicas jurásicas que corresponden a la Formación Chocolate, que afloran en la parte sur-central de la zona de estudio e infrayacen, con discordancia erosional, a las secuencias sedimentarias del Grupo Yura que afloran también en la zona norte del área de estudio, entre el sector oeste de Santa Lucía y los

alrededores de Huac Huas. Las secuencias sedimentarias del Cretácico inferior se presentan al este de las anteriores, donde sobresalen las calizas de la Formación Arcurquina por su mayor extensión. (ARCOS ALARCON, y otros, 2017)

El Cenozoico está representado por afloramientos al centro-norte de la zona de estudio, consiste de secuencias volcánicas de la Formación Castrovirreyna que infrayace con discordancia angular a las secuencias tobáceas del Grupo Tacaza que ocupa una gran extensión desde los alrededores de Pullo hasta el este de Puquio, en donde se le observa coronada por las secuencias piroclásticas de la Formación Puquio Más hacia el este de esta unidad, el valle del río Huanca-Huanca se ve dominado por potentes secuencias de ignimbritas de la Formación Alpabamba, las que infrayacen a secuencias de lavas y flujos andesíticos del Grupo Barroso en el sector entre Pullo y Pausa. Hacia el oeste, secuencias de tobas de la Formación Nazca cubren una gran extensión entre Otoa y Saisa. Depósitos cuaternarios fluviales, eólicos, aluviales y coluviales completan la secuencia.

- **Geología económica**

“La unidad minera SOTRAMI S.A es parte de un distrito metalogénico conocido como el cinturón de oro de Nazca- Ocoña, tipificado por minerales de oro, plata, cobre de tipo meso termal de baja sulfurización Py-Qz con halos de alteración sericítica, que cortan las rocas volcánicas, sedimentarias y el batolito.

La mena mineralizada es la Pirita fina de textura friable y cuarzo. En superficie la presencia de hematita es muy notoria con valores erráticos de oro; a los 40 m de profundidad se inicia la zona de sulfuros y la presencia irregular de oro. En las zonas más anchas de la falla se observa presencia de pirita gruesa y concentraciones de calcopirita masiva”. (CALDERON CARI, 2018).



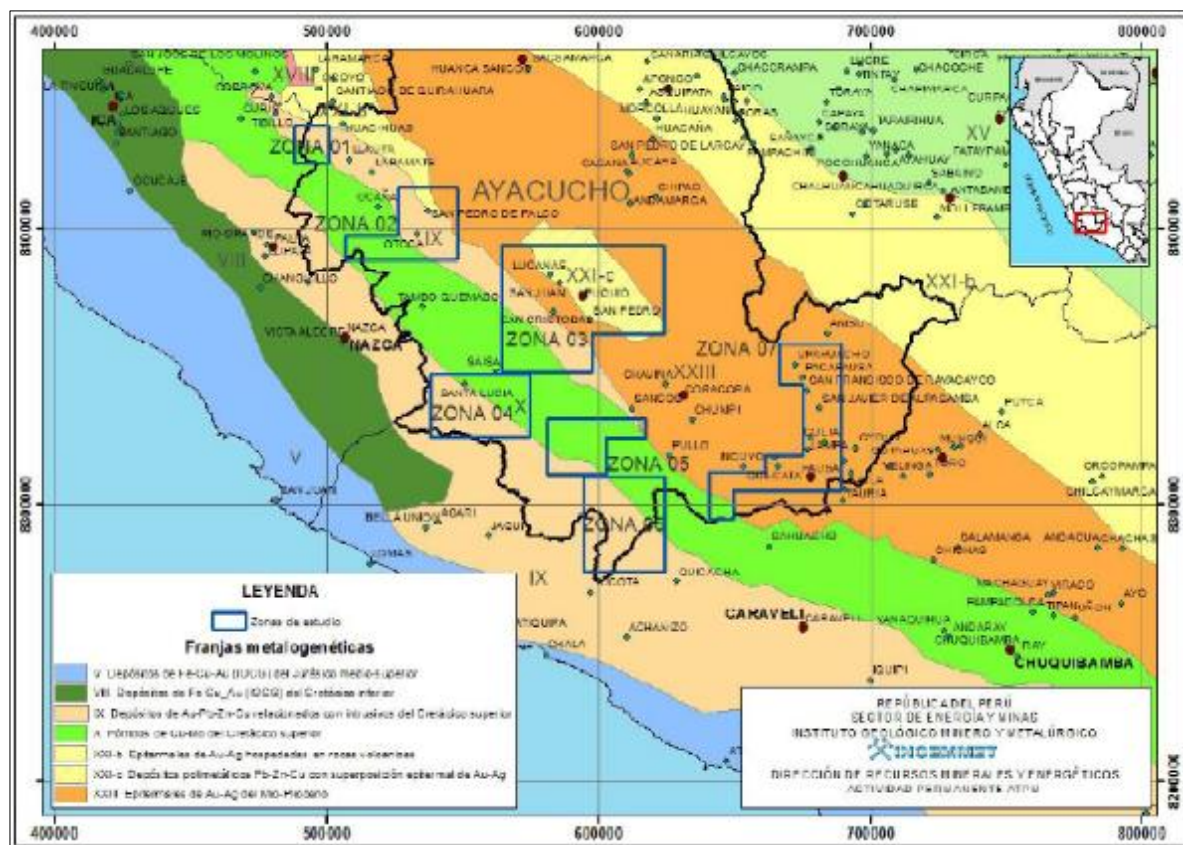


Figura N°. 2: Mapa con las franjas Metalogénicas

Fuente: Arcos Alarcón & Calderon Cossio, 2017



Figura N°. 3: Mapa con las franjas Metalogénicas del área de estudio

Fuente: Arcos Alarcón & Calderon Cossio, 2017

- **Minerales Metálicos**

Los minerales metálicos que existen en las zonas en general son del tipo vetas de relleno de fallas relacionadas con intrusivos del Batolito de la Costa, además de depósitos epitermales de alta sulfuración y skarn. El potencial minero está dado por la pequeña minería que trabaja a escala limitada; los yacimientos exclusivamente filonianos de tipo hipo, meso y epitermal son algunos de los cuales han sufrido enriquecimiento secundario. Las vetas en general presentan rumbos coincidentes con la dirección de la Cordillera Occidental, con buzamientos moderados y potencias promedios de alrededor de 0.2 m. La mineralización está relacionada genéticamente a las intrusiones del Batolito de la Costa emplazada tanto en dichas unidades como en secuencias volcánicas y volcánico-sedimentarias. Con relación a los depósitos polimetálicos filonianos de Au, Ag, Pb, Zn, se alojan en volcánicos mio-pliocénicos, preferentemente en las secuencias volcánicas Caudalosa, Tacaza y Barroso. Se caracterizan por altos tenores de minerales de plata, oro en proporciones subordinadas y muestran en profundidad un sensible incremento en los contenidos de Pb, Zn y Cu. La mineralización está representada por el cuarzo, pirita y rodocrosita. (ARCOS ALARCON, y otros, 2017)

- **Geología Regional**

Respecto a la geología regional se puede mencionar la existencia de rocas ígneas tanto plutónicas como volcánicas, además de rocas sedimentarias consolidados, las rocas ígneas existentes en la región son principalmente del tipo intrusivos del Batolito de la Costa los cuales pertenecen a la Súper Unidad Tiabaya, la cual está compuesta por rocas intrusivas del tipo: Granodiorita, Dioritas, Tonalitas. (CALDERON CARI, 2018)

- **Geología Local**

Con respecto a la geología local la unidad minera pertenece a una zona de subducción que tiene una serie de eventos geológicos y estructurales, estos son los causantes de la debilitación, fallas y fracturas de macizo rocosocompuesta de granodiorita, diorita y tonalita, así creando y generando espacios y zonas débiles los cuales fueron aprovechados por el fluido

hidrotermal, debido a la poca resistencia se pudo emplazar en los espacios y zonas débiles

Generando así las vetas de oro, el cual está compuesto por estructuras mineralizadas conformada por varias o familia de vetas de gran longitud y profundidad con potencias mayores a los 15 cm, se observa un sistema complejo por el aspecto estructural accionado por el efecto de fusión en la zona de convergencia de placas (Placa Sudamericana y Placa de Nazca). (CALDERON CARI, 2018)

Metalogénicamente, en territorio nacional se ha clasificado que el área de Nazca- Ocoña es una “provincia metalogénica aurífera”, con características peculiares.

La unidad está conformada fundamentalmente por vetas de gran longitud y profundidad, de baja potencia, falladas o han sido fracturadas, la que han sido rellenadas con sulfuros en su parte profunda y cuarzo-oro en la parte superficial.

Desde la superficie hasta los 500 m de profundidad se verifica la zona de óxidos, notando la composición de las vetas de cuarzo con limonita, hematitas y trazas de malaquita, el oro presente se encuentra disperso en toda la estructura, en esta zona de óxidos tanto al piso como al techo de la veta la roca encajonante presenta alteración hidrotermal, dicha alteración es la causa de la génesis del yacimiento aurífero de la zona.

De los 500 m a más de profundidad se observa la zona de sulfuros tales como pirita, calcopirita, bornita en los cuales también se encuentra la presencia de oro diseminado en toda esta estructura.

3.2.4.6.Mineralización

La reactivación de las placas tectónicas post intrusiva originó un sistema de fracturas con el ascenso de los fluidos hidrotermales fuente de origen de muchos minerales, que por presión reactivaron las fallas existentes depositándose los minerales en éstas. (CALDERON CARI, 2018)

Estas estructuras se formaron por los sucesivos pulsos magmáticos originados por el efecto de fusión en zona de convergencia a la cual está sometida la zona en mención. Estos pulsos producto de la reactivación tectónica reactivan las fallas preexistentes, así como la apertura de nuevas fallas esto origino que el magma félsico generado por la subducción se emplace.



Gracias al fenómeno de segunda ebullición y al sistema estructural de la zona de fallas y fracturas, los cuerpos emplazados de 2 Km a 3 Km de profundidad produjeron fluidos hidrotermales los cuales al ascender causaron la mineralización que es de tipo hidrotermal en todo el sector.

El cuerpo originario es de tipo porfirítico que generó una mineralización cobre/oro debido a la aparición de óxidos de cobre (malaquita) en la veta que significa un aumento en las leyes de oro.

Una característica estructural de las vetas es la forma de tipo rosario y que dentro de la estructura la franja mineral es muy angosta típico de este tipo de vetas lo cual indica claramente que la mineralización fue de origen hidrotermal. (CALDERON CARI, 2018)

3.2.4.7. Geología Estructural

Las eras y períodos geológicos que se dieron a lo largo de los tiempos en especial en la provincia de Lucanas la mayor parte de la superficie sea material volcánico terciario-cuaternalio. Hay pequeños sectores de intrusivo cretácico-terciario y del Jurásico. (CANEPA, 2005).

- **Súper Unidad Tiabaya o Batolito de la Costa**

Entendemos que el batolito son grandes estructuras geológicas de origen magmático (intrusivos plutónicos de rocas) como: Diorita, Granodiorita y Tonalita, que se presentan en forma repetida y que algunas veces se separan y otras se juntan y que ocupan la parte central, denominada planicie sub andina. Batolito es muy importante, pues en sus rocas intrusivas se encuentran el mayor número de vetas de cuarzo aurífero de la mina Santa Filomena. (CALDERON CARI, 2018)

- **Complejo de asentamientos costeros precámbricos**

Se extiende a lo largo de la costa, alto e irregular.

- **Formación Pisco**

Siguiendo la secuencia, aflora la formación pisco, la que a pesar de ser del terciario - Mioceno, está emplazada muy próxima a la playa, en contacto con el complejo de la costa superpuesta en discordancia angular.

- **Formación Guaneros Jurásico**

Una secuencia petrográfica de sedimento desmenuzable, arenisca y lutita, salpicada de lava volcánica y cuarcita, aflora en el río Guaneros.



ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	
C E N O Z O I C A	CUATERNARIO	RECIENTE	Depósitos marinos	?		Arenas de playa	
			Depósitos eólicos			Arenas cuarzosas	
			Depósitos aluviales y eluviales			Arena, limo, cascajo, grava.	
		PLEISTOCENA	Fm. Cañete	±100/400	Conglomerados polimícticos	Conglomerados polimícticos, areniscas y limolitas	
	Fm. Changuillo						
	NEÓGENO	MIO-PLIOCENA	Gpo. Nasca	±100/300		Diatomitas, limolitas, areniscas	Tobas, flujos piroclásticos, riolitas, conglomerados
			Fm. Pisco				
			Fm. Chilcatay				
	PALEÓGENO	OLIGO-CENA	Gpo. Paracas	±300		Areniscas cuarzosas de grano medio, color gris.	
						±200	Limolitas, lutitas, areniscas y niveles de bentonita
M E S O Z O I C A	CRETÁCEO	SUPERIOR	Gpo. Casma	±1000		Aglomerados dacíticos y andesíticos, tobas, brechas volcánicas y grauwas.	
			Fm. Pariatambo			Calizas margosas color claro	
	INFERIOR	Gpo. Yura	±1500		Cuarcitas arcóicas blancas, con estratificación cruzada.		
					Areniscas cuarzosas rojizas intercaladas con lutitas, calizas y volcánicos.		
	JURÁSICO	SUPERIOR	Fm. Guaneros	±800		Areniscas intercaladas con limolitas y lutitas.	
MEDIO		Discordancia					
					Intercalación de derrames volcánicos andesíticos con sedimentos calcáreos y areniscas cuarcíticas		

Figura N°. 4: Unidades Lito estratigráficas, columna estratigráfica

Fuente: (Canepa, 2005)

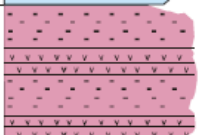




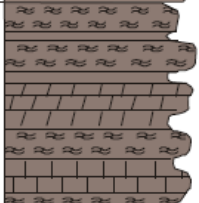
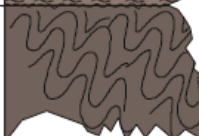
P A L E O Z O I C A	TRIÁSICO	INFERIOR	Gpo. Mitu	±600		Areniscas arcóicas intercaladas con niveles volcánicos.
	PERMICO	SUPERIOR				Areniscas de grano fino, lutitas y calizas gris verdosas.
	CARBONIFERO	SUPERIOR	Gpo. Tarma	±200		Areniscas, lutitas carbonosas, lechos de carbón, tobas y volcánicos.
		INFERIOR	Gpo. Ambo	±150		Horrfels filíticos, cuarcitas azuladas.
	CAMBRIANO		Fm. Marcona	±1000		Calizas areniscosas silicificadas, intercaladas con pizarras. Horrfels conglomerádicos con brechas calcáreas.
			Fm. San Juan	±1500		Calizas dolomíticas en capas delgadas, con intercalación de esquistos Dolomitas y calizas marmolizadas.
PROTERO-ZOICA	NEO-PROTERO-ZOICO		Complejo Basal de la Costa	?		Discordancia Ortogneis, paragneis, migmatitas, esquistos y meta-arcosas.

Figura N°. 5: Unidades Lito estratigráficas, columna estratigráfica

Fuente: (Canepa, 2005)

3.2.4.8. Estudio Petrográfico

- **Granodiorita**

Las granodioritas son tipos de roca ígnea intrusiva, que esta agrupada de minerales de color gris blanquecino de textura fanerítica de grano medio constituida por plagioclasas, cuarzos y anfíboles, también se puede verificar cristales de biotita. Presenta ligero magnetismo. Dureza y densidad media. (CHUMBE SALAZAR, 2013)

Roca intrusiva son de textura de granular hipidiomórfica constituida principalmente por minerales de plagioclasas, cuarzos y feldespatos potásicos. Además, se encuentra minerales como anfíboles, biotita, apatito y diseminación de minerales opacos. Los minerales producto de alteración son sericita, arcillas, epídota, biotita y cloritas.

N° DE MUESTRA ORIGINAL	CÓDIGO DE LABORATORIO	COORDENADAS		
		N	E	Zona
GE-31-R-063	31051301	8312108	537575	18S

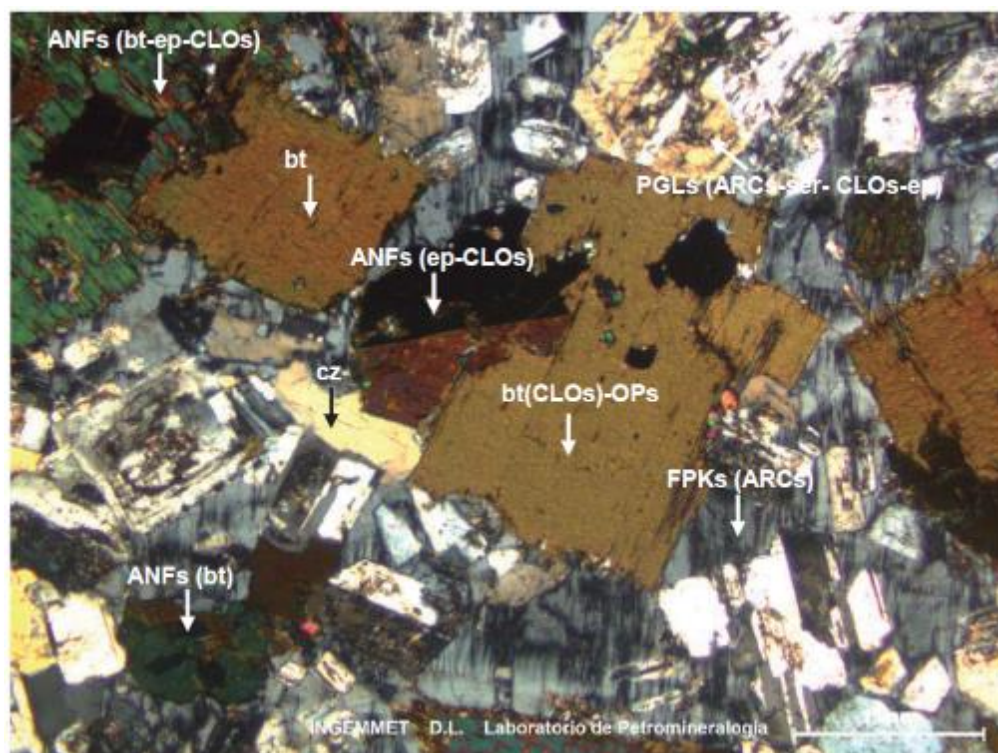


Figura N°. 6: Muestra N° GE31-R- 063 Código de Laboratorio: 31051301 NXs
Fuente: (Chumbe Salazar Miguel Víctor, 2013)

Plagioclasas alteradas a arcillas, sericita, cloritas y epidota: PGLs(ARCs-ser-CLOs-ep), cristales de cuarzo: cz, feldespatos potásicos intersticial alterados a arcillas: FPKs(ARCs). También se presentan anfíboles alterados a biotita, epidota y cloritas: ANFs (bt-ep-CLOs), biotita con alteración a cloritas, además de minerales opacos diseminados: bt (CLOs)-OPs.

- **Metagranito**

El metagranito es una roca metaígne macizo de color gris blanquecino de textura fanerítica de grano medio a grueso, agrupado de cristales de feldespatos, cuarzo y biotitas. La característica principal del mineral es que posee densidad y dureza media con moderados magnetismo. (CONDORHUAMÁN SUAREZ, 2015)

Roca metaígne con textura granoblástica compuesta por feldespatos potásicos, cuarzo y plagioclasas. En cantidades accesorias presenta biotita y minerales opacos, además de minerales secundarios como sericita, arcillas, óxidos y epidota.

Código de la Muestra	Cuadrángulo	Sistema de Coordenadas			Localidad y/o Paraje
		Norte	Este	Zona	
A03-M1	31-Ñ	8301842	576694	18	Jaqui

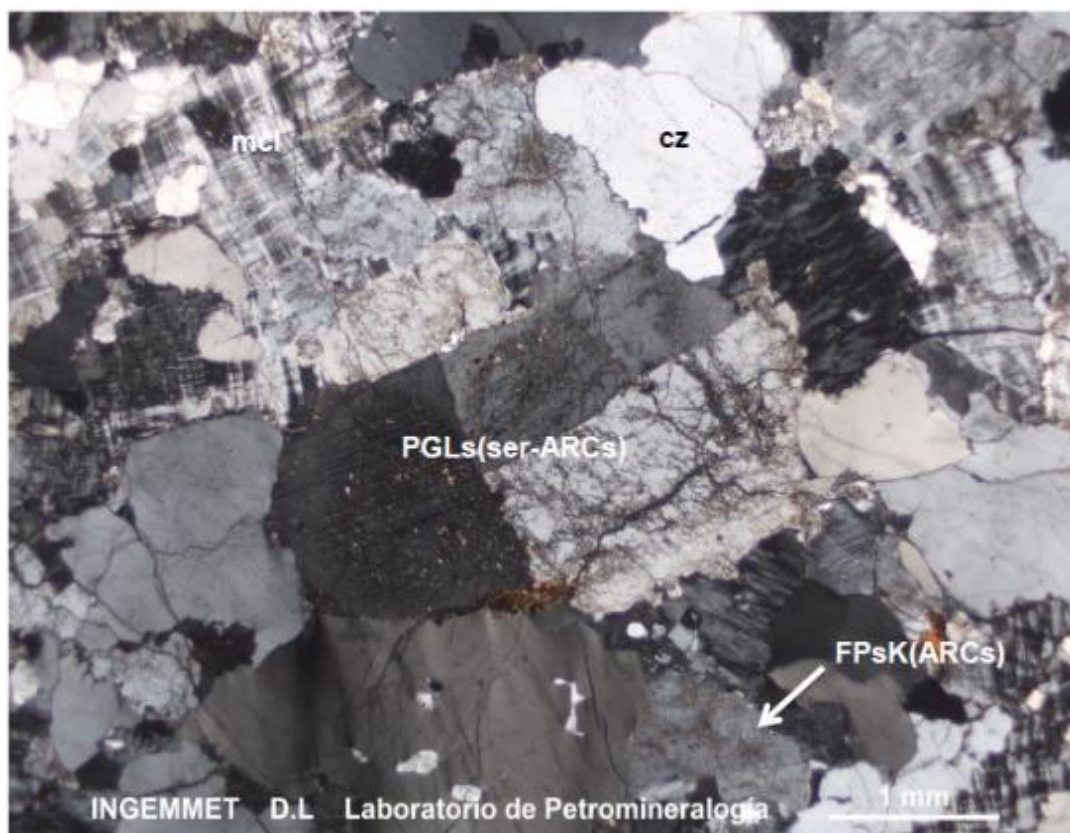


Figura N°. 7: Muestra N° A03-M1 NXs mas fotomicrografías/S

Fuente: (Condorhuaman Suarez, 2015)

Cristales de cuarzo con extinción ondulante: cz; plagioclasas con alteración a sericita y arcillas: PGLs(ser-ARCs); feldespatos potásicos alterados a arcillas: FPs K (ARCs), se observa la variedad de microclina (mcl).

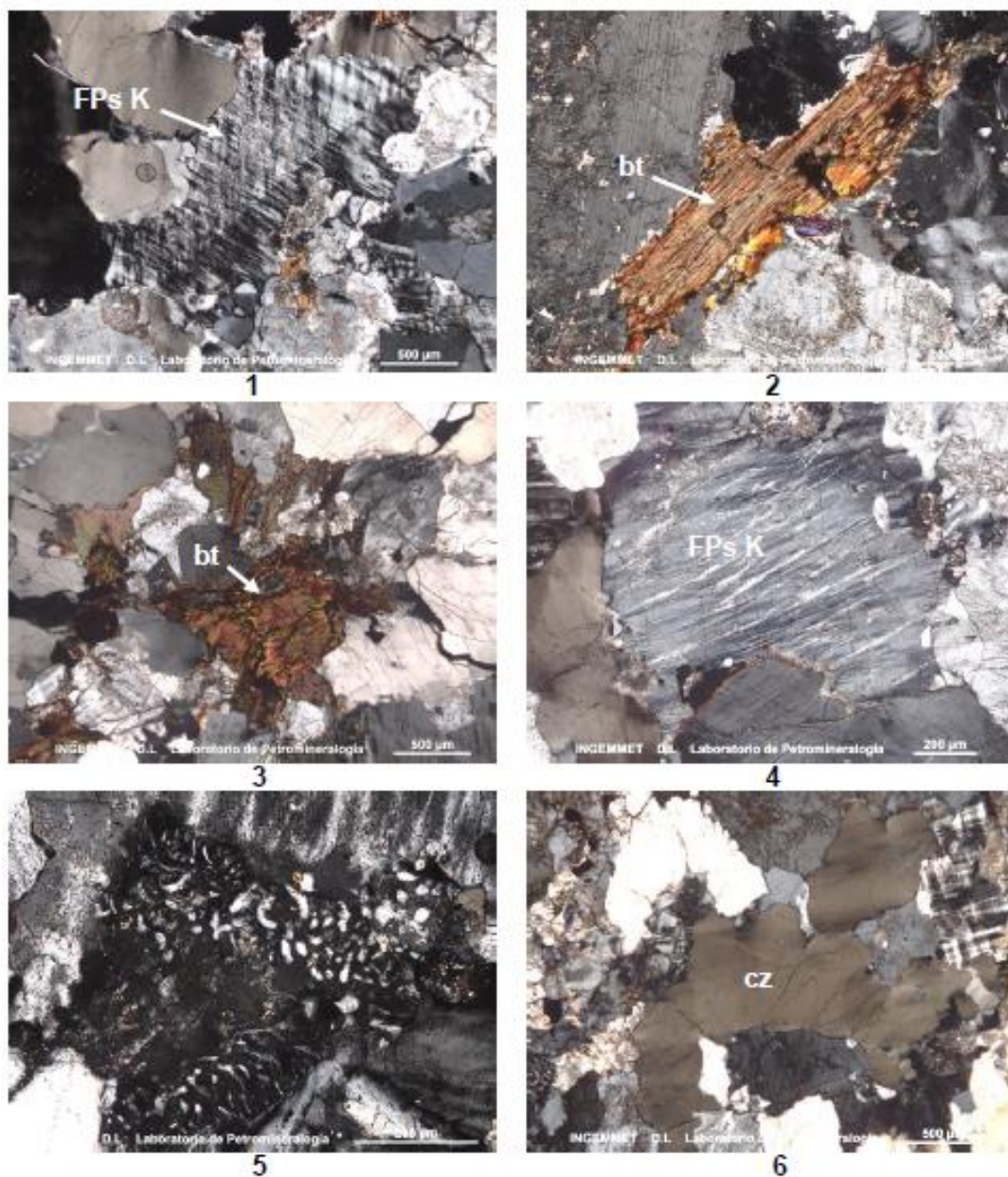


Figura N° 8: Fotomicrografías
Fuente: (Condorhuaman Suarez, 2015)

1. Feldespato potásico maclado (FPs K).
- 2-3. Cristales de biotita (bt) oxidados.
4. Textura perítica en feldespato potásico (FPs K).
5. Textura mirmequítica entre plagioclasas y feldespatos potásicos.
6. Cristales de cuarzo (cz) elongados con extinción ondulante.

3.3. Bases Teóricas

3.3.1. Propiedades Físicas de la Roca

Peso específico: entendida como densidad específica por unidad de volumen, que es una unidad de fuerza (kilopod, tonforce, newton, etc.). En general, se consideran los mismos valores para el peso y la gravedad específica δ (masa / volumen).

$$\delta = \frac{Masa}{Volumen}$$

Dureza y tenacidad: La aglutinación y dureza de rocas y minerales se debe a los enlaces entre las moléculas constituyentes. En conclusión, la dureza aumenta al disminuir la densidad de asentamiento atómico y el tamaño de los iones. Una escala de dureza conocida es la dureza de Mohs, que va de 1 a 10 y se basa en la simplicidad del raspado mineral.

3.3.2. Propiedades mecánicas de la roca

Resistencia a compresión simple: Lo que se llama resistencia uniaxial es la tensión máxima en la roca compresible uniaxial determinada por una muestra cilíndrica.

$$\sigma_c = \frac{Fc \text{ (fuerza compresion aplicada)}}{A \text{ (area de aplicacion)}}$$

Resistencia a tracción: El valor de tracción del lecho rocoso es generalmente del 5 al 10 % de su resistencia a la compresión simple, pero del 14 al 16% para algunas rocas sedimentarias.

Módulo de Young o de elasticidad (E): Es la relación elástica lineal entre la tensión aplicada y la deformación aplicada en la dirección de la tensión aplicada. Cuanto mayor sea el módulo de Young, menos probable es que se rompa. El módulo de Young (E) se define mediante la siguiente relación.

$$E = \frac{dF/A}{dF/L}$$

dF/A = Es el esfuerzo unitario

dF/L = Es la deformación unitaria



3.3.3. Propiedades de la Roca Intacta

Entendemos como propiedades de la roca intacta a todas aquellas estructuras geológicas que conforman o son partes del macizo rocoso así mismo se consideran las propiedades mecánicas como son la resistencia a la tracción, resistencia a la compresión simple, resistencia al corte y exámenes de resistencia triaxial.

En este aspecto también podemos considerar las propiedades elásticas y propiedades físicas del macizo rocoso como la densidad, porosidad, peso específico humedad etc.

- **Ensayos de Compresión Simple (UCS) de Rocas**

Se entiende al ensayo de compresión simple también conocido como compresión no confinada o ensayo de compresión uniaxial que permite calcular el valor de la carga o resistencia máxima de la carga a la que está sometida. Se emplea una fuerza continua que se aumenta gradualmente sobre la muestra hasta que esta falle. La manera adecuada es colocar la muestra de manera vertical para realizar este tipo de ensayo

- **Ensayo de Carga Puntual**

Denominado también axial tiene por objetivo medir la resistencia compresiva simple en rocas y/o mineral de forma indirecta, para lograr tener el IS o factor de corrección de trozos de rocas regulares e irregulares.

- **Ensayo con Esclerómetro (Martillo de Schmidt)**

El esclerómetro es un instrumento de medición empleado para poder determinar la resistencia a la compresión simple, estructuras firme como concretos etc., para ello se emplea una correlación entre el número de rebotes aplicados y la densidad de la muestra empleada

- **Ensayo Triaxial**

La prueba triaxial es un método para medir las propiedades mecánicas de la roca con el fin de calcular la resistencia a la compresión de una muestra cilíndrica de una muestra de roca llamada control. De esta manera, puede aprender más sobre sus esfuerzos para contener la roca en el suelo.

Este tipo de prueba válida dos tipos principales de esfuerzo. Uno se llama esfuerzo principal (σ_1) y el segundo se llama esfuerzo principal menor (σ_3), que ayuda a identificar rocas constantes y formas dañadas.

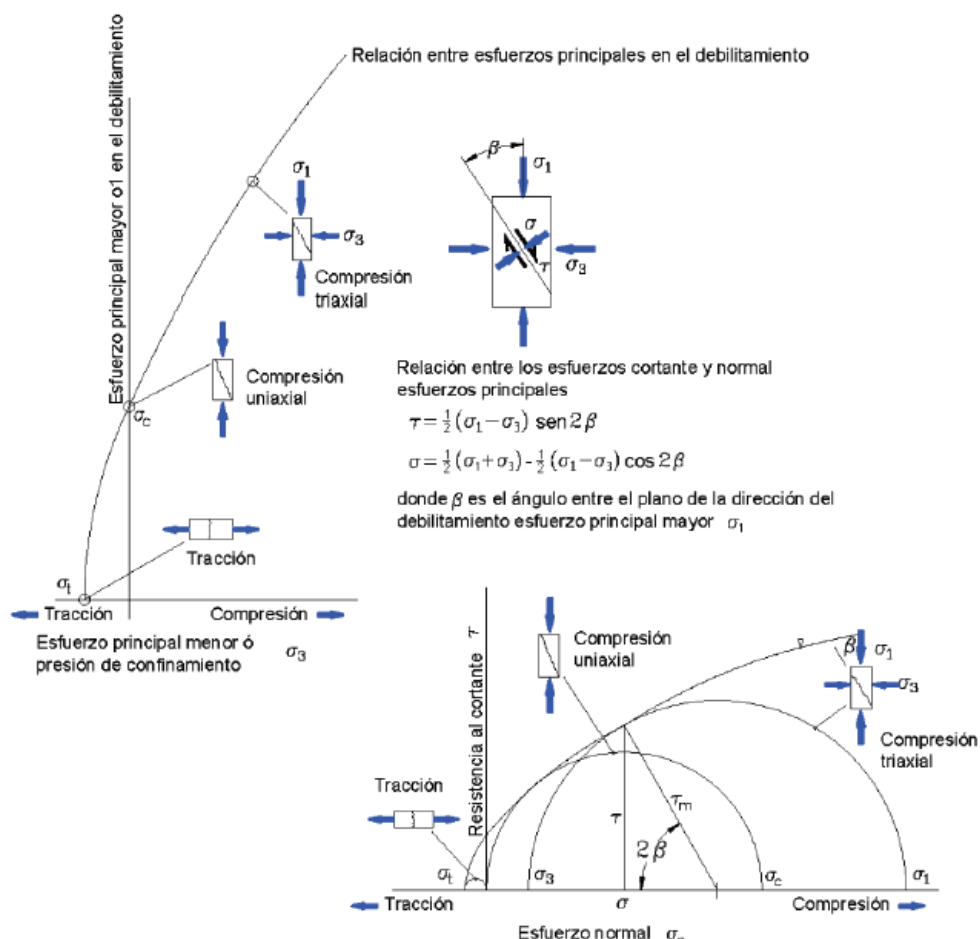


Figura N°. 9: Envoltorio de rotura por criterio de falla de Hoek & Brown

Fuente: (Huamán Aparicio, y otros, 2017)

3.3.4. Propiedades de las Discontinuidades

Dirección: La posición de la discontinuidad en el espacio, generalmente expresada por su dirección y pendiente. Cuando los grupos de puntos discontinuos se presentan en la misma dirección, es decir, son aproximadamente paralelos, se dice que forman un "sistema" o "familia" de puntos discontinuos.

Espaciado: Distancia vertical entre discontinuidades adyacentes. Esto determinará el tamaño de la roca intacta. Cuanto más estrecho es el espacio, más pequeños son los bloques, y cuanto mayor es el espacio, más grandes son los bloques.

Persistencia: Dimensiones de superficie o dimensiones de discontinuidad. Cuanto menor sea la resistencia, más duro será el bloque y cuanto mayor sea la resistencia, menor será la resistencia.

Durabilidad: Dimensiones de superficie o dimensiones de discontinuidad. Cuanto menor sea la resistencia, más duro será el bloque y cuanto mayor sea la resistencia, menor será la resistencia.

Rugosidad:

Se conoce a la rugosidad como al conjunto de asperezas de una superficie o irregularidades esta con referente a una discontinuidad esta se ve directamente influencia e decir a mayor rugosidad el macizo rocoso será componente.

Apertura:

Se entiende por apertura a la separación que existe entre las paredes de un elemento para nuestro caso de una discontinuidad la cual van influenciados directamente es decir a mayor apertura el macizo rocoso será más inestable y a menor apertura mas estable.

Relleno:

Son aquellos detritos que se hallan almacenadas dentro de una determinada discontinuidad y pueden ser de distintos tipos de elementos como arcillas, Limo o elementos propios de la roca la cual a mayor consistencia el macizo rocoso será mayor competente .

3.3.5. Ingeniería de Rocas

La Geomecánica incluye todos los pasos para identificar y mantener la actividad de las rocas alrededor de las excavaciones subterráneas. Desde las definiciones geológicas y mecánicas hasta la evaluación de las propiedades de las rocas, pasando por el diseño de las armaduras y el factor de seguridad, la mecánica de las rocas proporciona la base para la evaluación de la estabilidad de la excavación (cuantificación de las necesidades de refuerzo). (CARBAJAL ROJAS, 2008)

Según nuestra definición, es útil hablar de la ingeniería de rocas como un componente de la geología, la ingeniería civil, la ingeniería mecánica y la ingeniería de minas. Se unen para crear un proceso.

Este proceso general puede ser muy detallado, dependiendo del tamaño de la operación minera y los recursos disponibles. Básicamente debe incluir: Definición de la estructura del lecho rocoso incluyendo aspectos como discontinuidades, fallas, bandas de corte, evaluación de propiedades físicas y mecánicas de rocas y estructuras intactas. Identificación y cuantificación de modos de falla basados en restricciones y análisis estructural. Modalidades de impacto del proyecto de excavación y refuerzo de rocas.



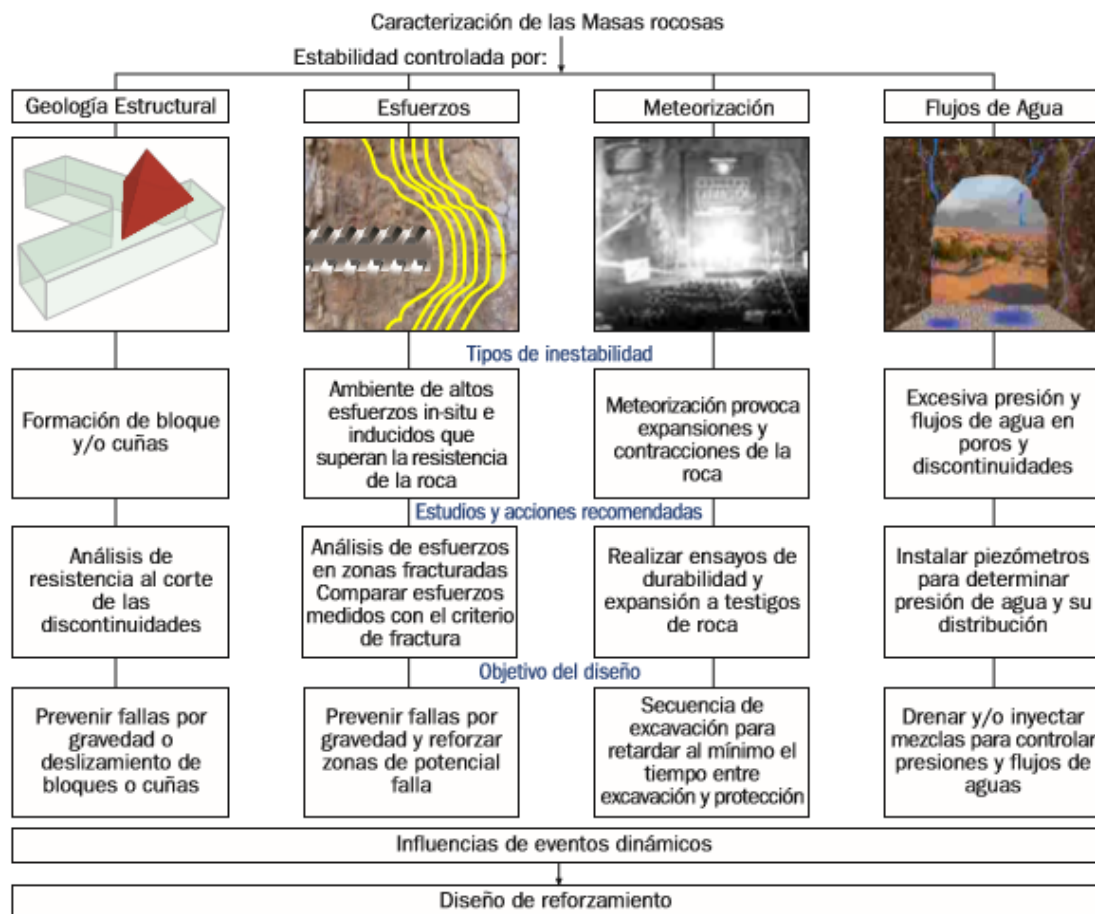


Figura N°. 10: Procedimiento del diseño de reforzamiento

Fuente: (Carbajal Rojas, 2008)

- **Propuesta para la Ingeniería de Excavaciones**

La ingeniería de excavación la nueva ciencia tiene tres pilares de procesos de diseño: el diseño de reforzamiento, el diseño de voladura y el diseño de excavación. El objetivo de esta ingeniería es unificar y busca la integración de estos tres procesos de diseño. (CARBAJAL ROJAS, 2008)

El presente autor sostiene que el diseño de una mina, cantera o taladro de ingeniería civil requiere una combinación de varios proyectos. Los elementos clave de la industria minera son la forma de depósito en garantía, las leyes y el modelo minero. La disposición geométrica, la seguridad y el propósito son los elementos clave de la perforación de ingeniería civil. Se entiende que la eficiencia del diseño de la perforación está relacionada con la estrategia de voladura y los requisitos de refuerzo y soporte artificiales. El diseño optimizado tiene como objetivo maximizar la eficiencia de extracción y voladura y minimizar los requisitos de dilución, desbordamiento, refuerzo o

soporte. En concordancia con los autores en la actividad de la minería se identificaron tres procesos de problemas a ser mejorado.

- Diagrama de Refuerzo
- Diagrama de Voladura
- Diagrama de Excavación

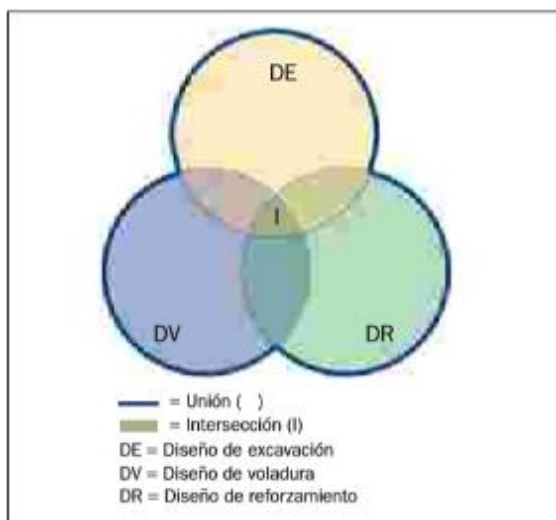


Figura N°. 11: diseño de Venn para minería subterránea y excavaciones

Fuente: (Carbajal Rojas, 2008)

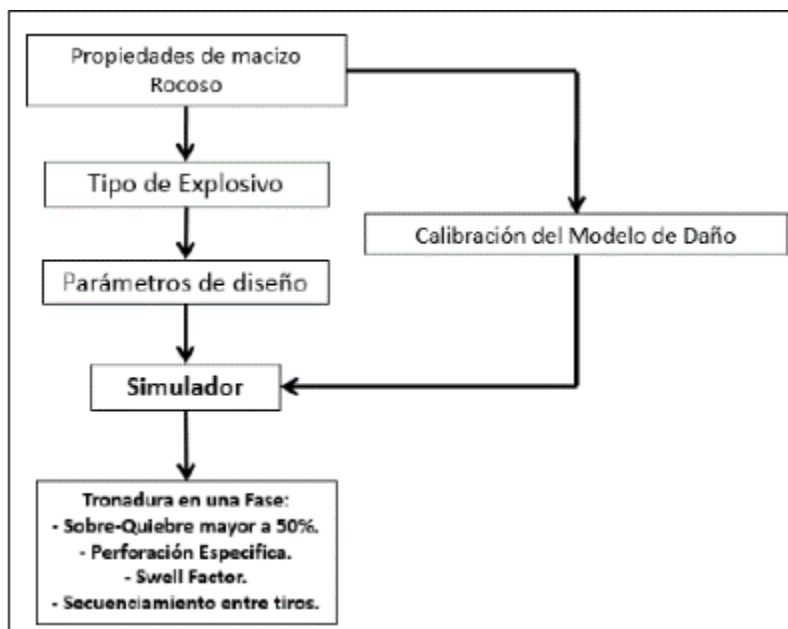


Figura N°. 12: Metodología para una voladura en secuencia.

Fuente: (Carbajal Rojas, 2008)

- **Sistema de Clasificación de Rocas del macizo rocoso**

La literatura sobre mecánica de rocas muestra varios sistemas de clasificación propuestos en la ingeniería de rocas. Algunos de los más conocidos son:

1. Rock Mass Rating - RMR (Bieniawski, 1974)
2. Rock Mass Rating Modificado - MRMR (Laubscher, 1977)
3. Rock Mass Rating Simplificado - R (Brook and Dharmaratne, 1985)
4. Geological Strength Index - GSI (Hoek, 1994)
5. Rock Mass Index - RMI (Palmstrom, 1995)
6. Rock Quality Designation - RQD (Deere, 1964)
7. Rock Mass Quality - Q (Barton, Lien and Lunde, 1974)
8. Rock Structure Rating - RSR (Wickham, Tiedeman and Skimer, 1974)

Cada uno de ellos ha desarrollado mejoras y ahora es una versión diferente. El análisis de los sistemas de clasificación dentro de las técnicas de excavación muestra que se han desarrollado para diseñar pozos subterráneos y apoyarlos o reforzarlos. Sin embargo, algunos se han desarrollado para otros aspectos de la ingeniería de perforación (estabilización de taludes, diseño de voladuras, etc.). La característica común de estos sistemas de clasificación es la de dar un resultado de "calidad" o "evaluación" del macizo rocoso, en función de uno o más parámetros que describen estas características.

- **Análisis de Bloques**

La investigación realizada requiere una importante inversión en investigación y el proyecto se denomina Blast and Reinforcement Technology, que es el trabajo que lleva a la publicación. (BART). (CARBAJAL ROJAS, 2008)

En un sistema de coordenadas esféricas vectoriales, se puede representar perfectamente mediante rotaciones en los planos vertical y horizontal, indicando la dirección (representando las direcciones inclinada e inclinada), y la distancia radial representando grados.

Este trabajo representa un método de análisis de rocas y puede definirse como la masa rocosa que rodea una excavación que es típicamente dura, multicapa o triturada. En el lecho rocoso triturado o de varias capas, las intersecciones de discontinuidades producen todo o parte de un conjunto de rocas.



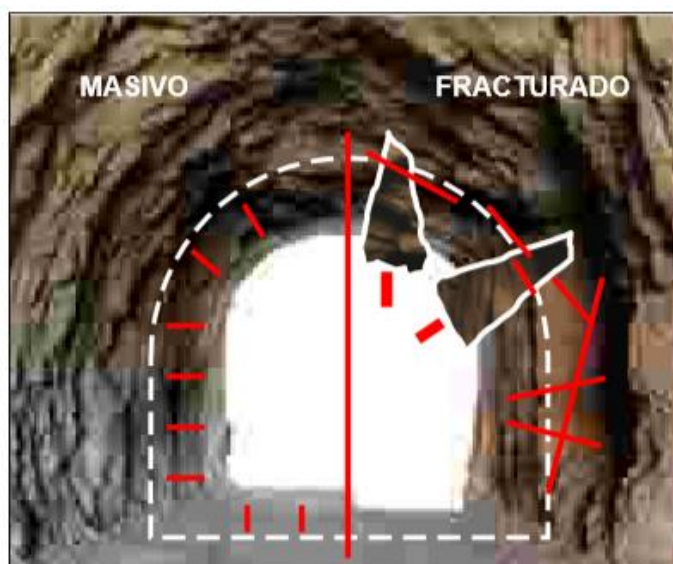


Figura N°. 13: El comportamiento del bloque de piedra grande y triturada.

Fuente: (Carbajal Rojas, 2008)

En resumen, las técnicas de diseño de ingeniería de pozos descritas en esta publicación incluyen tres procesos: diseño de pozo, diseño de explosión y diseño de refuerzo. Hay dos componentes más importantes que deben identificarse e investigarse. Es un sistema de clasificación básico y una función de visualización de datos universal.

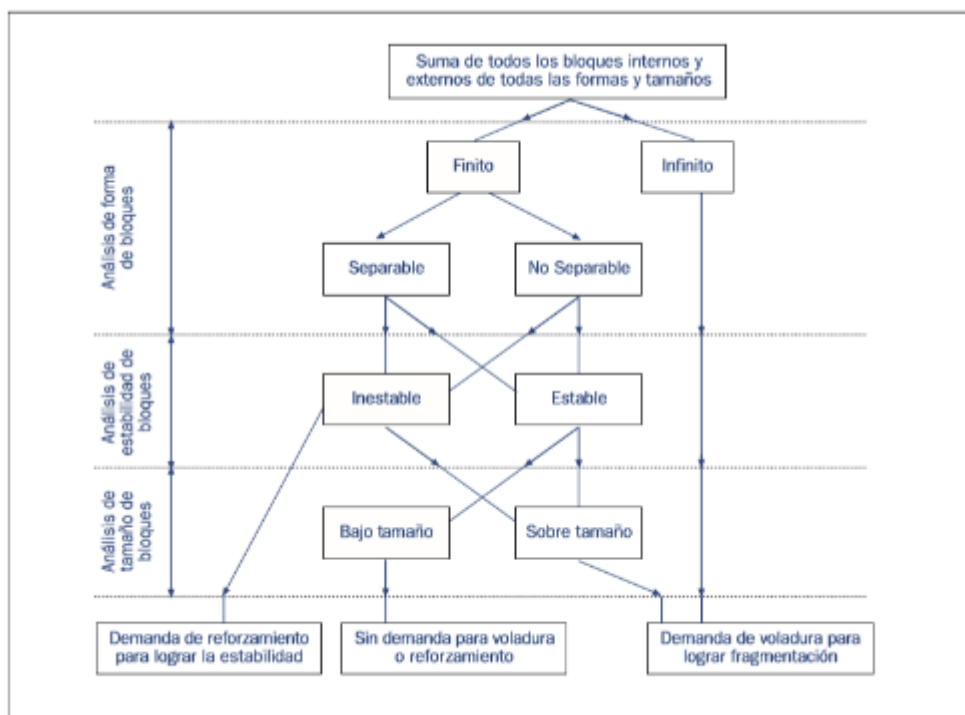
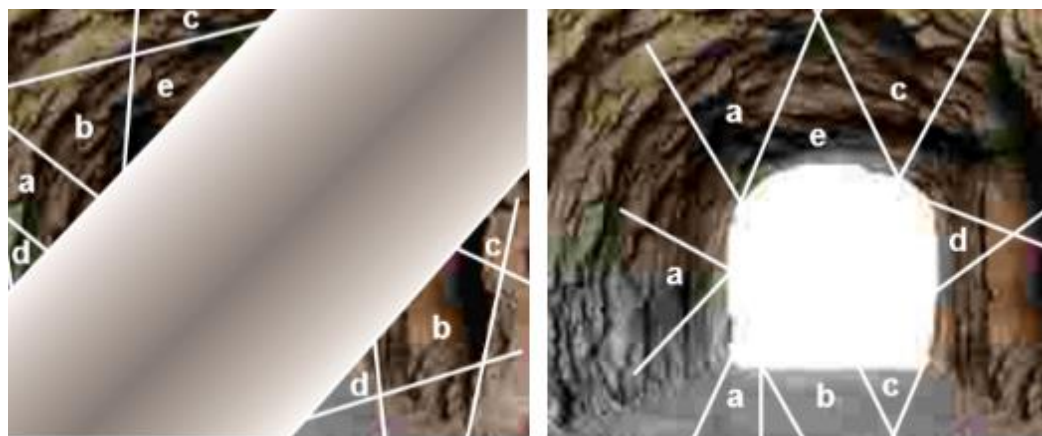


Figura N°. 14: Diagrama Procedimiento para análisis de bloques

Fuente: (Carbajal Rojas, 2008)



oque infinito
oque finito, no separable
oque finito, separable, no deslizando
oque finito, separable, posible deslizando

Figura N°. 15: Tipos de estabilidad en bloques

Fuente: (Carbajal Rojas, 2008)

- **Diseño de Refuerzo**

La perforación sin soporte se vuelve inestable en el estado construido y debe ser rediseñada para lograr una estabilidad adecuada para su uso previsto, por lo que es necesario determinar si se trata de una minería a corto o largo plazo. Si las necesidades de construcción no permiten el rediseño, se deben proponer esquemas de refuerzo. Esto debe evaluarse para su aceptación o modificarse para optimizar el diseño. (CARBAJAL ROJAS, 2008)

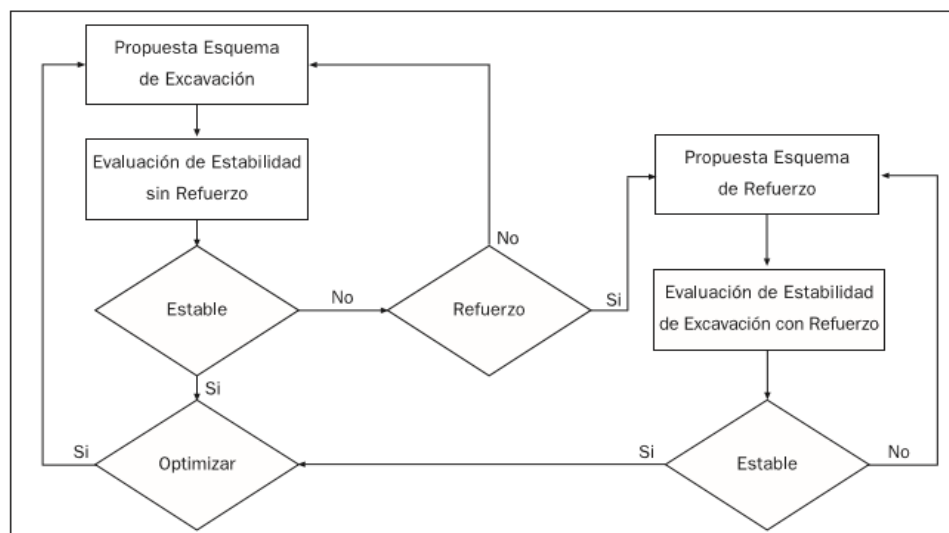


Figura N°. 16: Diagrama del diseño de integración del refuerzo

Fuente: (Carbajal Rojas, 2008)

- **(FEM) - Método de Elementos Finitos**

Para (CARBAJAL ROJAS, 2008), El método de elementos finitos diseña el terreno como una cuadrícula. En este caso, los elementos se definen de manera diferente por la interacción entre puntos llamados nodos. Cada elemento tiene sus propias propiedades, que están limitadas secuencialmente por las condiciones de contorno iniciales. Una vez definida la malla, se aplica la teoría elástica para obtener una matriz que define el movimiento de cada nodo, incluidas las tensiones. En conclusión, esta metodología es muy similar a la metodología de diferencias finitas. Sin embargo, el programa de elementos finitos concatena la matriz elemental en la matriz de rigidez total. Esta es una situación que no ocurre con el método de diferencias finitas. El método de diferencias finitas resuelve ecuaciones algebraicas usando formas implícitas o explícitas. Para elementos finitos, la solución generalmente está contenida en una matriz de orientación.

3.3.6. Clasificaciones del Macizo Rocoso

“Los sistemas de clasificación de roca intacta sustituyen un enfoque para evaluar las propiedades del macizo rocoso. En minera, el índice de resistencia geológica (GSI) más el índice RMR y el índice Q de Barton, son parámetros esenciales de entrada para muchos métodos de diseño y cálculos numéricos. Los sistemas de clasificación Geomecánica son la base para representar con un solo valor como las propiedades de resistencia de un macizo rocoso. La roca intacta es usualmente un material altamente anisotrópico y puede ser representado en una o más de un sistema de clasificación”. (HUAMÁN APARICIO, y otros, 2017).

- **Clasificación Geomecánica de Protodyakonov**

La clasificación geomecánicas de protodyakonov define la condición de la roca intacta, mediante un indicador o variable “f”, que es el factor de tenacidad (resistencia). (PEREZ MACAVILCA, 2008)

Tabla N°. 4: Tipos de rocas según coeficiente de resistencia

Categoría	Descripción	f
Excepcional	Cuarcita, basaltos y rocas de resistencia excepcional	20
Alta resistencia	Granito, areniscas silíceas y calizas muy competentes	15-10
Resistencia media	Caliza, granito algo alterado y areniscas	8-6
	Areniscas medias y pizarras	5
	Lutitas, areniscas flojas y conglomerados friables	4
	Lutitas y esquistos, margas compactas	3
Resistencia baja	Calizas y lutitas blandas, margas, areniscas friables, gravas y bolos cementados, morrenas	2
	Terrazas, lutitas fisuradas y rotas, gravas compactas y arcillas preconsolidadas	1,5
Resistencia muy baja	Arcillas y gravas arcillosas	1,0
	Suelos vegetales, turbas y arenas húmedas	0,6
	Arenas y gravas finas, derrubios	0,5
	Limos, loess, fangos, etc.	0,3

Fuente: (Pérez Macavilca, 2008)

El coeficiente “f” está definido por el siguiente algoritmo matemático:

$$f = \frac{\sigma_c}{10} \quad (\text{Ecu. 2.1})$$

Donde:

σ_c = La resistencia a Compresión Simple de la roca expresada en MPa.

a. Clasificación Geomecánica de Bieniawski

Esta metodología fue diseñado por Bieniawski por allá los años 70 donde se ha considerado parámetros del macizo rocosos para la adecuada clasificación.

- La resistencia a la compresión simple de la roca no alterada
- RQD (existe un sistema basado en este mismo parámetro)
- Distancia de discontinuidad (fisura).
- Condición discontinua.
- Presencia de agua subterránea
- Dirección de inestabilidad.

Con esta información generamos una valoración del RMR de 0 a 100 donde 0 da a entender una calidad muy mala y 100 una calidad muy buena respecto al macizo rocoso con el objetivo de estimar el tipo de del macizo rocoso, proporcionando información y facilitando la planificación.

Según (BARTON, N; LIEN, R; LUNDE, J, 1988) comenta: “El RMR permite la obtención de la cohesión y ángulo de fricción, parámetros resistentes del criterio de Mohr- Coulomb”.

De acuerdo a la presente ecuación se verifica la relación entre RMR y los indicadores

RMR ayuda a determinar la cohesión y el ángulo de fricción, coeficiente de arrastre basado en Mohr Coulomb. La siguiente es la siguiente relación entre RMR y coeficiente o parámetro de arrastre:

$$c = 5RMR \text{ (KPa)} \quad (\text{Ecu. 2.2})$$

$$\Phi = 5 + \frac{RMR}{2} \text{ (Deg)} \quad (\text{Ecu. 2.3})$$

En donde:

C: cohesión

Φ : ángulo de fricción.

Tabla N°. 5: Calidad de la roca intacta respecto a ángulo y cohesión fricción

Clase	Calidad	RMR	Cohesión (KPa)	Angulo Fricción (°)
I	Muy Buena	(81 – 100)	> 400	> 45
II	Buena	(61 – 80)	300 – 400	35 – 45
III	Regular	(41 – 60)	200 – 300	25 – 35
IV	Mala	(21 – 40)	100 – 200	15 – 25
V	Muy mala	(0 – 20)	<100	< 15

Fuente: (Bieniawski, 1976)

Con los resultados obtenidos del RMR se genera a la valoración respectiva

- **Resistencia Compresiva de Roca**

La resistencia compresiva “ σ_c ” de una roca se puede determinar por tres procedimientos:

Primer procedimiento.

Según (BARTON, N; LIEN, R; LUNDE, J, 1988) afirma: La resistencia a la compresión (σ_c) de la roca a calcularse lo obtenemos a partir de la dureza superficial. De las mismas mediante el martillo de Schmidt tipo L, este permite medir valores de la resistencia a compresión simple de la roca comprendidos entre 20 Mpa y 300 Mpa. Para hallar la usaremos la siguiente formula.

$$\log(\sigma_c) = 0.00088(\rho) * R + 1.01 \quad \text{Ecu. (2.4)}$$

Donde se describe:

σ_c = Esfuerzo a la compresión (Mpa).

ρ = Densidad de roca (t/m^3)



R = Índice del Rebote.

Para el hallazgo se resolverá la formula y se corroborara con la figura

$$\sigma_c = 10^{0.00088(\rho)*R+1.01} \quad \text{Ecu. (2.5)}$$

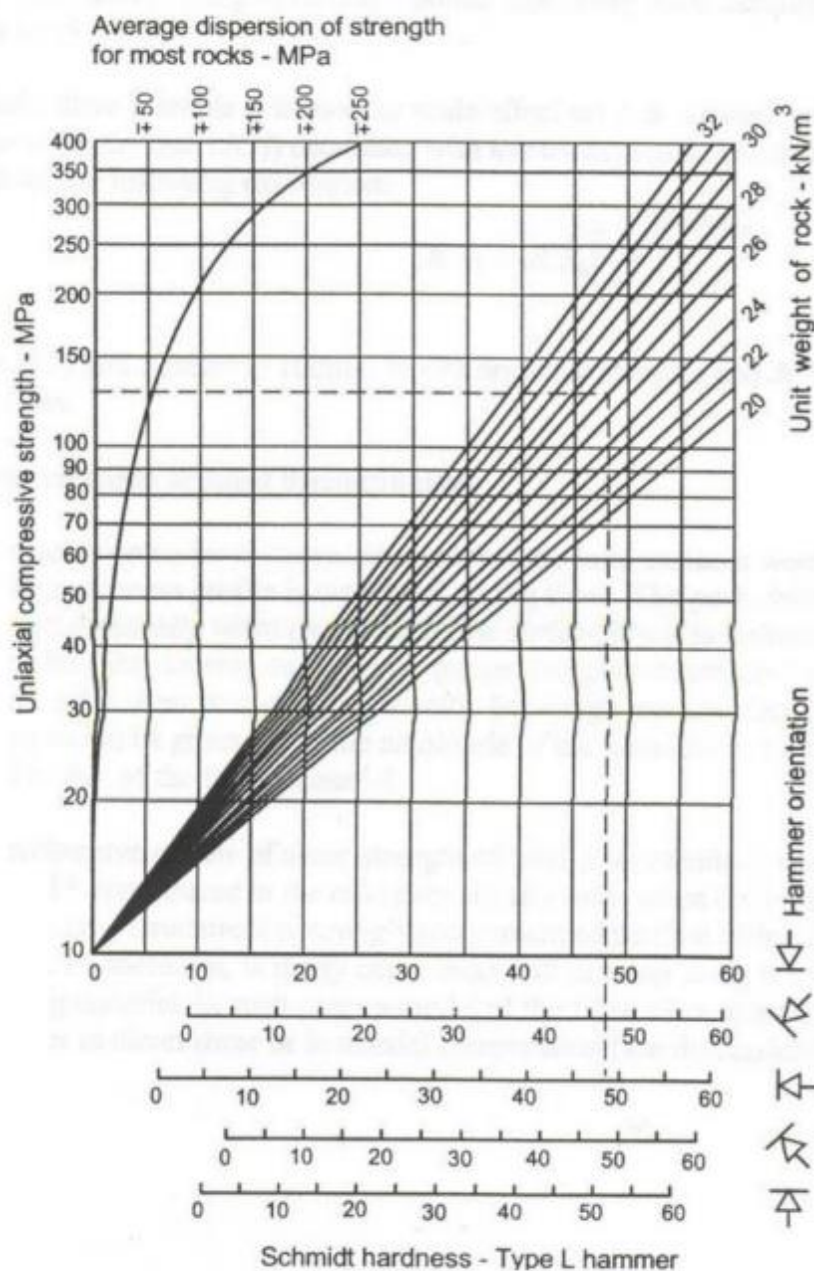


Figura N°. 17: Abaco del índice de rebote del martillo de Smith

Fuente: (Rodríguez Cayllahua, Guillermo, 2017)

Procedimiento. Segundo

Determinación de la resistencia a la compresión mediante prueba de carga puntual “Franklin”.

Tercer procedimiento.

Determinación de la Resistencia compresiva mediante el ensayo de compresión simple y/o uniaxial.

- **Índice de Calidad de la Roca (RQD)**

Esta es una forma de cuantificar la competencia de rocas en respuesta a este tipo de información y como base general para desarrollar pautas de proyectos en el sector minero. El índice de calidad de la roca, conocido como RQD (Deere, 1964), es uno de los sistemas más comunes para describir de manera competitiva la roca intacta. (HUAMÁN APARICIO, y otros, 2017).

El RQD valora un porcentaje de calidad al macizo rocoso, al más competente (100%) y a al menos competente como suelo (0%). La siguiente tabla muestra del valor del RQD de acuerdo a sus calidades del macizo rocoso.

Tabla N°. 6: Interpretación de valores de RQD según su calidad

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD (%)
Muy pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
excelente	90 - 100

Fuente: (Deere, y otros, 1989)

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo (BIENIAWSKI, Z. T., 1989).

Primer procedimiento

Se halla tomando la medida y consolidando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 centímetros en el intervalo de testigo de 1.5 metros.

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total del taladro}} * 100 \quad (\text{Ecu. 2.6})$$

Segundo procedimiento

Abarca el desarrollo del RQD de acuerdo del número de fisuras, por metro lineal:



$$RQD = 100\lambda^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1) \quad (Ecu. 2.7)$$

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{Numero de fisuras}}{\text{Espaciamiento}} \quad (Ecu. 2.8)$$

Tercer procedimiento

El cálculo del RQD se basa en el número de grietas por metro cúbico, determinado durante la realización de un levantamiento petrográfico (línea detallada) en determinadas áreas y / o áreas mineras, descritas por la fórmula de Palmstrom.

$$RQD = 115 - 3.3 * (J_v) \quad (Ecu. 2.9)$$

Donde:

J_v = Número de fisuras por metro cubico

- **Espaciamiento de Juntas**

“La resistencia del macizo rocoso va reduciendo según va aumentando el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en esta disminución de resistencia”. (BIENIAWSKI, 1989)

En seguida, se emplea la clasificación de Deere del macizo rocoso.

Concerniente al espaciamiento de juntas, lo que concideramos utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski.

Tabla N°. 7: *Espaciamiento de juntas según tipo de roca*

Espaciamiento	Espacio de Juntas	Tipo de Macizo Rcoso
Muy ancho	> a 3 m	Solido
Ancho	1 – 3 m	Masivo
Moderadamente	0.3 – 1 m	En bloques
Cerrado	50 – 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< a 50 mm	Machacado

Fuente: (Bieniawski, 1989)

- **Condición de Juntas**

En este ítem se tienen en cuenta los siguientes parámetros:

Apertura

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

Tabla N°. 8: *La clasificación de Bieniawski*

Descripción	Separación
Abierta	> a 5 mm
Moderadamente abierta	1 – 5 mm
Cerrada	0.1 – 1 mm
Muy cerrada	< a 0.1 mm

Fuente: (Bieniawski, Z. T., 1989)

Tamaño

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

Rugosidad

En esta clasificación se establecen 5 categorías de rugosidad: muy rugosa, rugosa, ligeramente rugosa, suave y espejo de falla.

Dureza de los labios de la discontinuidad

Se consideran 3 categorías de dureza: dura, media y blanda.

Relleno

Se define por su espesor, tipo de material, consistencia y continuidad.

- **El Agua en el macizo rocoso**

El efecto de presencia de agua tiene especial importancia en los macizos rocosos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo de agua en el macizo rocoso, el criterio que se utilizará será el siguiente:

Completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.

- **Corrección por la Orientación**

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

Tabla N°. 9: Clasificación según Bieniawski

Rumbo Perpendicular al Eje				Rumbo Paralelo al Eje del Túnel		Independiente al Rumbo
Dirección según buzamiento		Dirección contra buzamiento				
Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	Buzamiento 0-20°
Muy favorable	Favorable	regular	desfavorable	Muy desfavorable	regular	desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	0	-2

Fuente: (Bieniawski, Z. T., 16989)

Nota: Esta clasificación no es aplicable a rocas expansivas fluyentes.

b. Clasificación Geomecánica para la Estimación de GSI

Según hoek y Brown nos orientan a emplear la constante del material “m” y “s”

(HUAMÁN APARICIO, y otros, 2017), Se asume que el índice de resistencia geológica (GSI) es una característica importante del macizo rocoso, evaluando la jerarquía del macizo rocoso según dos criterios: estructura geológica (discontinuidad) y condición de la superficie (resistencia resistencia)). Tiene un estándar cambiante en la erosión de rocas y es muy aceptado en la industria minera debido a su facilidad de uso por parte del personal minero.

El sistema GSI se basa en las condiciones estructurales y superficiales del muro de discontinuidad. Con este índice, la resistencia de la roca (σ_{ma}) se puede correlacionar con la resistencia de la roca intacta (σ_{ci}) utilizando la siguiente ecuación:

$$\sigma_{ma} = 0.022 * \sigma_{ci} * e^{0.038 * GSI}$$

Este sistema tiene dos tablas de características. Uno es de tipo cualitativo que detalla la condición del cálculo y el otro es de tipo cuantitativo que estima un valor numérico para cada una de estas condiciones.







GEOLOGICAL STRENGTH INDEX, GSI, PARA ROCAS FRACTURADAS (Hoek y Marinos, 2000) A partir de la litología, la estructura y las condiciones de las discontinuidades, estimar el valor promedio del GSI. No intentar ser demasiado precisos, establecer un rango entre 33 y 37 es más realista que GSI = 35. Nótese que la tabla no tiene en cuenta las fallas estructuralmente controladas. En los casos en los que existan planos débiles con orientación desfavorable a la excavación, éstos dominarán el comportamiento de la masa. La resistencia de discontinuidades susceptibles al intemperismo se verá reducida si hay presencia de agua en el medio. En rocas de muy mala calidad y en presencia de agua conviene mover las categorías a la derecha.		CONDICIONES DE LOS PLANOS DE LAS DISCONTINUIDADES				
		MUY BUENA Muy rugosas, inalteradas, frescas	BUENA Rugosas, poco alteradas, algo de óxido	REGULAR Onduladas, moderadamente intemperizadas y alteradas	MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo rellenos compactos de materiales angulosos	MUY MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo relleno arcilloso u otros rellenos blandos
ESTRUCTURA		CALIDAD DE LOS PLANOS DISMINUYE →				
	ROCA INTACTA O MASIVA-especímenes de roca intacta o masiva <i>in situ</i> con algunas discontinuidades ampliamente espaciadas	90			N/A	N/A
	BLOQUIZADA-masa de roca no tectonizada formada por bloques cúbicos con buena trabazón entre ellos formados por 3 familias de discontinuidades	80				
	MUY BLOQUIZADA- masa de roca parcialmente tectonizada formada por múltiples bloques angulosos con regular trabazón y definidos por más de 4 familias de discontinuidades		70			
	BLOQUIZADA/TECTONIZADA/PLEGADA-formada por bloques angulosos con múltiples sistemas que se intersectan. Persistencia de planos de estratificación o esquistosidad		60			
	DESINTEGRADA- trabazón pobre, roca altamente fracturada con una combinación de fragmentos angulosos y redondeados		50			
	LAMINADA/CIZALLADA- no forma bloques debido al escaso espaciamiento de débiles planos de esquistosidad o de cizalla		40			
			30			
			20			
		N/A	10			
		N/A				

Figura N°. 18: Caracterización del macizo rocoso tipo cualitativo, según el GSI (Hoek y Marinos)

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)











CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI		CONDICION SUPERFICIAL				
ESTRUCTURA		MUY BUENA SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS.	BUENA DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA.	REGULAR DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS	MALA SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA.	MUY MALA SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS.
	MASIVA (MASIVA O INTACTA) ROCA MASIVA CON DISCONTINUIDADES OCASIONALES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD > 90)	M/M/B	M/B	-	-	-
	LEVEMENTE FRACTURADA. (FRACTURADA EN BLOQUES) MUY BIEN TRABADA, TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90)	L/F/M/B	L/F/B	L/F/R	L/F/M	L/F/M/M
	MODERADAMENTE FRACTURADA. (MUY FRACTURADA) BIEN TRABADA, POCO DISTURBADA. BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75)	F/M/B	F/B	F/R	F/M	F/M/M
	MUY FRACTURADA. (FRACTURADA/PERTURBADA) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIAL- MENTE DISTURBADA. BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50)	M/F/M/B	M/F/B	M/F/R	M/F/M	M/F/M/M
	INTENSAMENTE FRACTURADA. (DESINTEGRADA) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTER- CEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25)	I/F/M/B	I/F/B	I/F/R	I/F/M	I/F/M/M
	TRITURADA O BRECHADA. (FOLIADA/LAMINADA) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISCRECABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN ROD).	-	-	T/R	T/M	T/M/M

Figura N°. 19: Caracterización del macizo rocoso tipo cuantitativo, según el GSI (Marinos y Hoek)

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)

Tabla N°. 10: Estándares de Sostenimiento

COMPAÑÍA MINERA SOTRAMI S.A. SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (modificado) LABORES MINERAS DE DESARROLLO (2.40-2.10)					
A	SIN SOPORTE-PERNOS OCASIONALES	CONDICIONES SUPERFICIALES BUENA(MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS (Rc 100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) REGULAR(RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) D SCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACION , LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 a 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) MALA(MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA) D SCONTINUIDADES USAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 25 a 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA) MUY MALA(BLANDA , MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 a 25 Mpa)-(SE INDENTA MAS DE 5 mm).			
B	PERNOS SISTEMATICOS 1.50 x 1.50m (Malla o cinta ocasional)				
C	PERNOS SISTEMATICOS 1.20 x 1.20m (Malla o cinta ocasional)				
D	PERNOS SISTEMATICOS 1.00 x 1.00m mas malla de refuerzo obligatoria (SHOTCRETE 5.0cm sin fibra)				
E	PERNOS SISTEMATICOS 1.0 x 1.0m mas SHOTCRETE 5.0 cm con fibra				
F	PERNOS SISTEMATICOS 1.00 x 1.00m mas SHOTCRETE 5.0cm con fibra (CIMBRA O CUADRO DE MADERA)				
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M (B)	
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADO POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50-75%) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B	(A) F/R (B)	(C) F/M	(D) F/MM
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA PARCIALMENTE DISTURBADA BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	(A) MF/B (B)	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0-25%) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM

Fuente: Autores de la Tesis

c. Clasificación Geomecánica de RMR de Bieniawski de 1976

El Geomechanical Rock Mass Rating (RMR) fue creado por Bieniawski y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, caracterizando un valor de 0 para un rock malo y 100 para un rock muy bueno. Las versiones más utilizadas son RMR76 y RMR89. Ambas admitieron la valoración de los parámetros como: (HUAMÁN APARICIO, y otros, 2017)

- Resistencia del macizo rocoso.
- RQD.
- Espaciamiento o distancia de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Agua subterránea.

Tabla N°. 11: *Análisis de los valores de RMR*

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rcoso
Roca Muy Buena	81 – 100	I
Roca Buena	6 – 80	II
Roca Regular	41 – 60	III
Roca Mala	21 – 40	IV
Roca Muy Mala	0 - 20	V

Fuente: (Bieniawski, Z. T., 1989)

La picota se puede utilizar para calcular la resistencia a la compresión (R_c) de la roca intacta. Su durabilidad puede determinarse mediante otros procedimientos, como las pruebas de laboratorio. (CRUZ RAÍREZ, 2004)

La referencia de la línea base para el presente análisis en la Tabla 10 muestra los parámetros considerados para determinar la calidad del macizo rocoso. Como parte de la Tabla 10 de Bieniawski en 1976, que desarrolló una clasificación geológica o evaluación del macizo rocoso (RMR), los índices tomados en cuenta en el cálculo fueron:

- RQD (Rock Quality designation).
- Condición o criterio de juntas
- Resistencia Compresiva de la roca intacta.
- Espaciamiento de juntas.

Para evaluar los datos utilizando los indicadores anteriores utilizando la Evaluación de la masa rocosa de Bieniawski (RMR) de 1976, asímile que el lecho de roca está completamente seco y obtenga la abundancia de agua subterránea o cualquier dato. Debe evaluarse en una escala de 10. La orientación direccional de la junta coincide con el criterio preferido y que el valor de ajuste direccional para la junta es (0). La evaluación final, conocida como evaluación de la base RMR76, se puede utilizar para estimar el valor de GSI.

Para $RMR_{76} > 18$

$$\text{Entonces: } GSI = RMR_{76} \quad (\text{Ecu. 2.10})$$

Para $RMR_{76} < 18$

Nota: Para el cálculo del GSI no se puede estimar utilizando la clasificación geológica de Bieniawski de 1976. En su lugar, debe utilizar los valores Q de Barton, Lien y Lunde.

d. Clasificación Geomecánica de Bieniawski de 1989

Para $RMR_{89} > 23$

$$\text{Entonces: } GSI = RMR_{89} - 5 \quad (\text{Ecu. 2.11})$$

Para $RMR_{89} < 23$

e. Clasificación Geomecánica de “Q” de Barton Lien y Lunde

El sistema Q es un sistema de clasificación de macizos rocosos que se ocupa de la estabilidad de las excavaciones y describe la calidad del macizo rocoso. El sistema Q se basa en 06 estimaciones de parámetros independientes y presenta la calidad de la roca Q en función de estos parámetros. (HUAMÁN APARICIO, y otros, 2017)

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (\text{Ecu. 2.12})$$

Donde:

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

J_n = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

RQD = Índice de calidad de la roca

J_a = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

J_r = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

J_w = Parámetro basado en la presencia de agua



Para (Barton, y otros, 1988),

Para encontrar y / o determinar los valores de GSI, utilice una clasificación geomecánica que tenga en cuenta RQD, JN (número de sistemas de acoplamiento), JR (número de rugosidad del acoplamiento) JA (variación del acoplamiento). Considerando JW (factor común de reducción de agua y SRF (factor de reducción de estrés)), si el agua es 0, ambos parámetros se consideran 1.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} \quad (Ecu. 2.13)$$

Este Valor de Q' empleamos para hallar el GSI a partir de:

$$GSI = 10 * \log Q' + 44 \quad (Ecu. 2.14)$$

Tabla N°. 12: Número de familias y sistema de juntas

Número de familias	Jn	Observaciones
A. Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 - 1	
B. 01 familia de juntas	2	1. Para cruces en
C. 01 familia y algunas juntas ocasionales	3	túneles emplear
D. 02 familias de juntas	4	(3 x Jn)
E. 02 familias y algunas juntas	6	
F. 03 familias de juntas	9	2. Para portales
G. 03 familias y algunas juntas	12	utilizar (2 x Jn)
H. 04 familias o más, roca muy fracturada (disgregada), terrenos de azúcar	15	
I. Roca triturada o terrosa	20	

Fuente: (Barton, N.; Lien, R.; Lunde, J.,1988)

Tabla N°. 13: Número de rugosidad de las juntas

Número de rugosidad de las juntas	Jr	Observaciones
- Contacto entre las 02 caras de la junta		
- Contacto entre las 02 caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 centímetros	4	1. Si añade 1.0 si el espaciamiento medio juntas es mayor de 3m
A. Juntas discontinuas	3	
B. Junta irregular ondulada o rugosa	2	
C. ondulada Suave	1.5	2.- Jr = 0.5 se puede usar para juntas de fricción planas y que tengas alineaciones
D. Espejo de falla, ondulada	1.5	
E. irregular plana o Rugosa	1	
F. Suave plana	0.5	
G. superficie de fricción plana o Espejo de falla		
- Sin contacto entre las dos caras de la junta desplazada lateralmente.		orientadas para resistencia minera
H. Zona que contine minerales arcillosos de espesor suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras.	1	
I. Zona arenosa de grava o roca triturada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.	1	

Fuente: (Barton, N.; Lien, R.; Lunde, J.,1988)



Tabla N°. 14: Número de alteración de las juntas

Numero de alteración de las juntas	Ja	Ør (Aprox.)	Observación	
- Contacto entre las dos caras de las juntas				
A. Junta sellada, dura, sin reblandamiento relleno impermeable, ej. cuarzo	0.75			
B. Caras de la junta únicamente manchadas	1	25° – 35°		
C. Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25°- 30°		
D. Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20° - 25°		
E. Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción ej. Caolinita, mica, clorita, talco y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos son discontinuos con espesores de 1 o 2mm	4	8° - 16°	1. Los valores de Ør el ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de la alteración si es que están presentes.	
- Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10cm de desplazamiento lateral.				
F. Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25° - 30°		
G. Fuertemente sobre consolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos los recubrimientos son continuos menores de 5mm de espesor.	6	16° -24°		
H. Sobreconsolidación media a baja, reblandecimiento, relleno de mineral arcilloso, los recubrimientos son continuos menores de 5mm de espesor.	8	8° - 16°		
I. Relleno de arcillas expansivas ej. Montmorillonita, de espesor continuo de 5mm. El valor de Ja depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6° - 12°		
- No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es arcillosa.				
J. Zonas o bandas de rocas desintegrada o machacada y arcilla.	6-8 o 8-12	6° - 24°		
K. Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandecimiento.	5	6° – 24°		
L. Zonas o capas gruesas de arcilla	10-13 13-20	6° - 24°		

Fuente: (Barton, N.; Lien, R.; Lunde, J., 1988)



f. Sistema RMi - Rock Mass Index - (Palmstrom, 1995)

El sistema RMi es un índice para evaluar la resistencia de las rocas, basado principalmente en parámetros geológicos y calculado según la siguiente fórmula.

(GUZMÁN MALDONADO, 2009).

$$RMi = \sigma_{ci} * JP$$

Donde:

σ_{ci} : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (especímenes de 50 mm).

JP: Parámetro de diaclasado

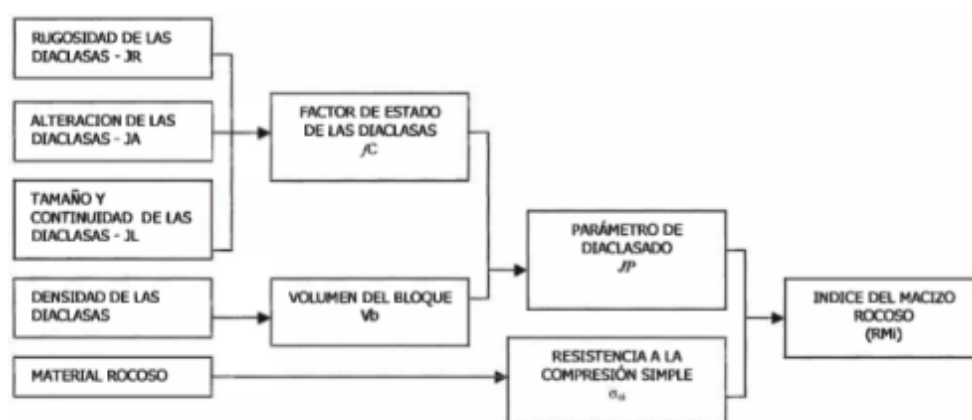


Figura N° 20: Parámetros geológicos tomados en cuenta para la determinación del Índice del Macizo Rocoso

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)

Resistencia de la Roca Intacta (σ_{ci})

Estos son los valores obtenidos del ensayo de compresión uniaxial de una muestra de roca no afectada por ningún tipo de discontinuidad. Se pueden hacer hipótesis en el campo utilizando fotografías de almohadas de geólogos para proporcionar pruebas de intervalo de resistencia o carga de tiempo.

Tabla N°. 15: Valoración de la resistencia según el uso de la picota (ISRM, 1980)

Roca	Uso de picota	Tipo	Resistencia (MPa)
Extrem. dura	Solo se astilla	R6	> 250
Muy dura	Se rompe con más de 5 golpes	R5	100-250
Dura	Se rompe con 3 a 5 golpes	R4	50-100
Mod. Dura	Se rompe con 1 a 2 golpes	R3	25-50
Blanda	Se indenta superficialmente	R2	5-25
Muy blanda	Se indenta profundamente	R1	1-5

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)

Parámetro de Diaclasado (JP)

El parámetro de articulación es un factor de reducción que representa el tamaño de bloque y el estado de la superficie del bloque a través de las características de rozamiento y el tamaño de la junta, que se determina por la siguiente ecuación.

$$JP = 0.2 * \sqrt{jC} * Vb^D$$

Donde:

jC: Factor de estado de las diaclasas

Vb: Volumen de rocas expresado en m³

$$D = 0.37 * jC^{-0.2}$$

Factor de condiciones (jC)

El factor de estado JC de las diaclasas se expresa de la siguiente manera:

$$jC = jL * \frac{jR}{jA}$$

Donde:

jL: Factor de longitud y continuidad de las diaclasas.

jR: Factor de la rugosidad de la pared de la diaclasa (similar a Jr en el sistema Q).

jA: Factor de alteración, representa el tipo de pared de la diaclasa es decir, el recubrimiento o meteorización y posibles características del relleno (similar a Ja en el sistema Q).



Tabla N°. 16: Factor de rugosidad de las diaclasas (JR) desde uniforme hasta ondulada

Rugosidad del plano de la diaclasa a pequeña escala	Ondulación del plano de diaclasado a gran escala				
	Regular	Liger. ondulado	Altamente ondulado	Escalonado	Entrelazado (a gran escala)
Muy rugoso	3	4	6	7.5	9
Rugoso	2	3	4	5	6
Ligeramente rugoso	1.5	2	3	4	4.5
Uniforme	1	1.5	2	2.5	3
Pulido	0.75	1	1.5	2	2.5
Espejo de falla	0.6-1.5	1-2	1.5-3	2-4	2.5-5

Para diaclasas rellenas, JR=1, para diaclasas irregulares, JR=5

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)

Tabla N°. 17: Caracterización y valuación del factor de alteración (JA)

Contacto entre las dos superficies de las paredes de las diaclasas			jA
Termino	Descripción		
Diaclasas limpias.			
• Diaclasas “soldadas” o “plegadas”	Relleno blando e impermeable (cuarzo, epidota) superficie sin recubrimiento o relleno		0.75 5
• Paredes de roca inalterada.			1
• Alteración de la pared de la diaclasa.			
1 grado más alterada			2
2 grados más alterada	La superficie de la diaclasa presenta una categoría más de alteración que la roca. La superficie de la diaclasa presenta dos categorías más d alteración que la roca.		4
Diaclasas con recubrimiento o relleno fino.			
• Arenas, limos, calcita.	Recubrimiento de material friccional sin arcilla		3 1
• Arcilla, cloritas, talco	Recubrimiento de material blando y cohesivo		
A. Diaclasas rellenas, con parcial o ningún contacto entre las superficies de las paredes			

Tipo de material de relleno	Descripción	Contacto parcial entre las paredes.	Sin contacto entre las paredes.
		Relleno fino (<5mm) <i>jA</i>	Relleno fino o milonita <i>jA</i>
Arena, limo, Calcita	Relleno con material friccional sin arcilla	4	8
Materiales arcillosos compactado	Relleno duro proveniente de materiales blandos y cohesivos	6	10
Materiales arcillosos blandos	Sobreconsolidacion media a baja del relleno	8	12
Materiales arcilloso expansivos	Material de relleno que exhibe claras propiedades expansivos	8-12	12-20

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)

La caracterización y valuación del factor de alteración (JA). (Los valores de JA es similar a Ja en el sistema Q, excepto por el grado de alteración.

Tabla N°. 18: Valores del factor de tamaño y continuidad de las diaclasas JL

Longitud de las diaclasas (m)	Termino	Tipo	<i>jL</i>	
			Diaclasas continuas	Diaclasas discontinuas
<0.5	Muy corta	Foliación/Estratific.	3	6
0.1 – 1	Corta /pequeña	Diaclasa	2	4
1 – 10	Media	Diaclasa	1	2
10 – 30	Larga /media	Diaclasa	0.75	1.5
>30	Muy larga/grande	Diaclasas rellenas, diques	1	1

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)



Tabla N°. 19: Clasificación de R_{Mi}, (Palmstrom, 1995)

Caracterización		R _{Mi} (MPa)
Termino para el R _{Mi}	Termino relacionado con la resistencia del macizo rocoso	(MPa)
Extremadamente bajo	Extremadamente blanda	<0.001
Muy bajo	Muy blanda	0.001 – 0.01
Bajo	Blanda	0.01 – 0.1
Moderado	Media	0.1 – 1
Alto	Resistente	1 – 10
Muy alto	Muy resistente	10 – 100
Extremadamente alto	Extremadamente resistente	>100

Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)

Factor de Volumen de Bloque (V_b)

Se denomina relación que existe en las tres formas del bloque unitario, el tamaño se calcula a partir de la distancia entre las juntas, la dirección de las juntas, el número de familias y finalmente la resistencia de los remaches. Al considerar el volumen de bloques de forma similar con formas geométricas como matrices, columnas, bloques, etc., lo cual presentamos de la siguiente manera:

$$V_b = S_1 * S_2 * S_3$$

Dónde:

S: Son los espaciamientos entre diaclasas.

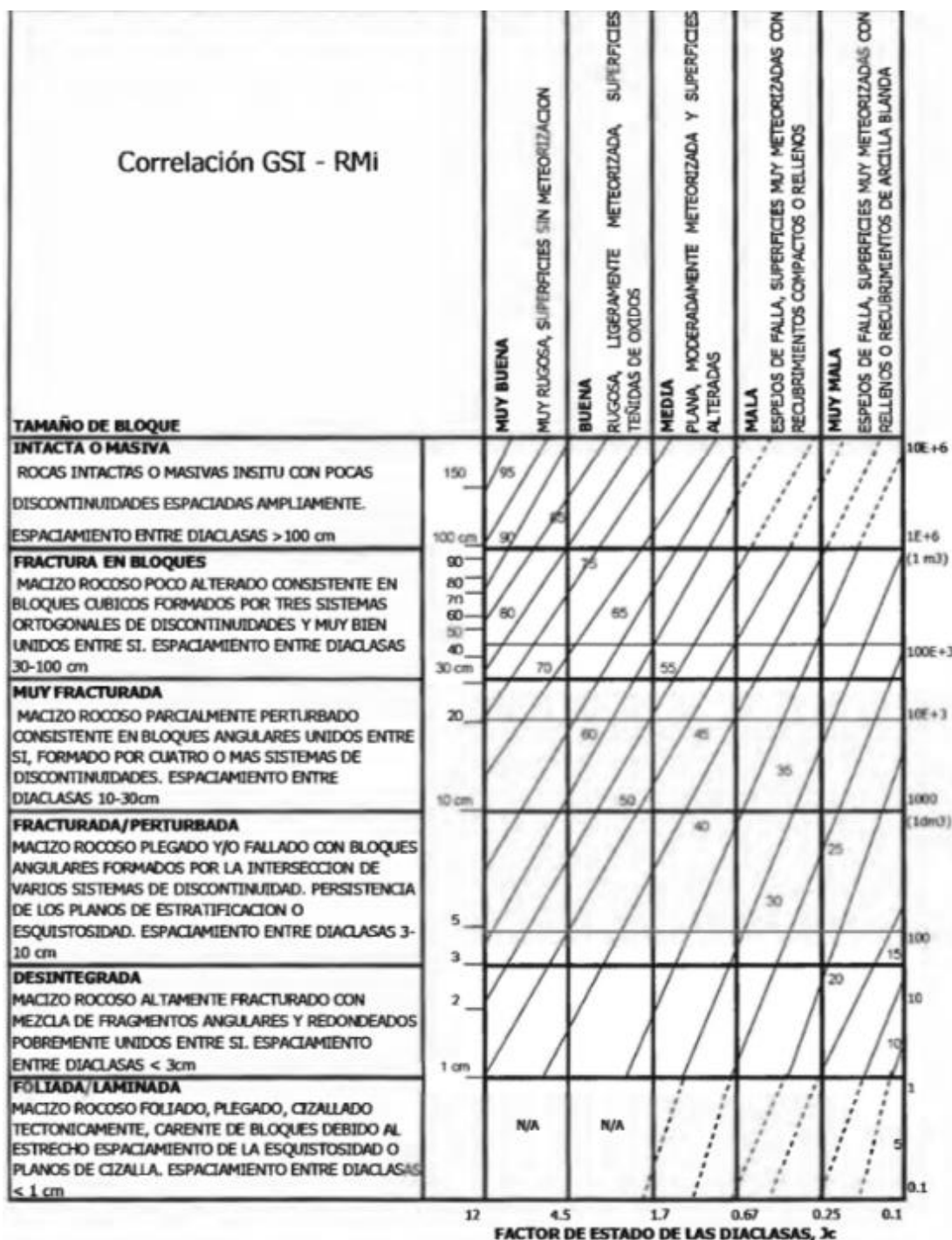
Este factor reemplaza en forma significativa al parámetro de RQD que es utilizado en clasificaciones geomecánicas como el índice Q y RMR.

Correlación entre los Sistemas de Caracterizaron R_{Mi} y GSI

“Estos sistemas de caracterización (R_{Mi} y GSI) están vinculados al estado natural del lecho rocoso, teniendo en cuenta las condiciones de discontinuidad, el tamaño y la forma del bloque que afectan la información y la resistencia de la roca intacta. En la descripción de la característica, según el sistema R_{Mi}, esta evaluación es directa y el valor del estado de falla es equivalente al valor de JP. En el índice GSI, el valor de la condición de falla es el mismo que el GSI, por lo que R_{Mi} es igual o equivalente a la resistencia de la roca obtenida de GSI. Recientemente,

se correlaciona con dos características". (GUZMÁN MALDONADO, 2009)

Tabla N°. 20: Correlación de los sistemas RMI y GSI



Fuente: (Guzmán Maldonado, 2009)

3.3.7. Caracterización del Macizo Rocos para el Diseño de Voladura

3.3.7.1. Factor de Volabilidad de Borquez (1981)

En el cálculo del coeficiente de variación de perforación "kv", el cálculo de carga del RQD se corrige mediante el coeficiente de variación, teniendo en cuenta la resistencia de la discontinuidad en función del tipo de apertura y llenado. (BARTON, N; LIEN, R; LUNDE, J, 1988)

Tabla N°. 21: Índice de calidad de la roca equivalente

Resistencia de las Discontinuidades	Factor de Corrección
Alta	1
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

Fuente: (Barton, N.; Lien, R.; Lunde, J., 1988)

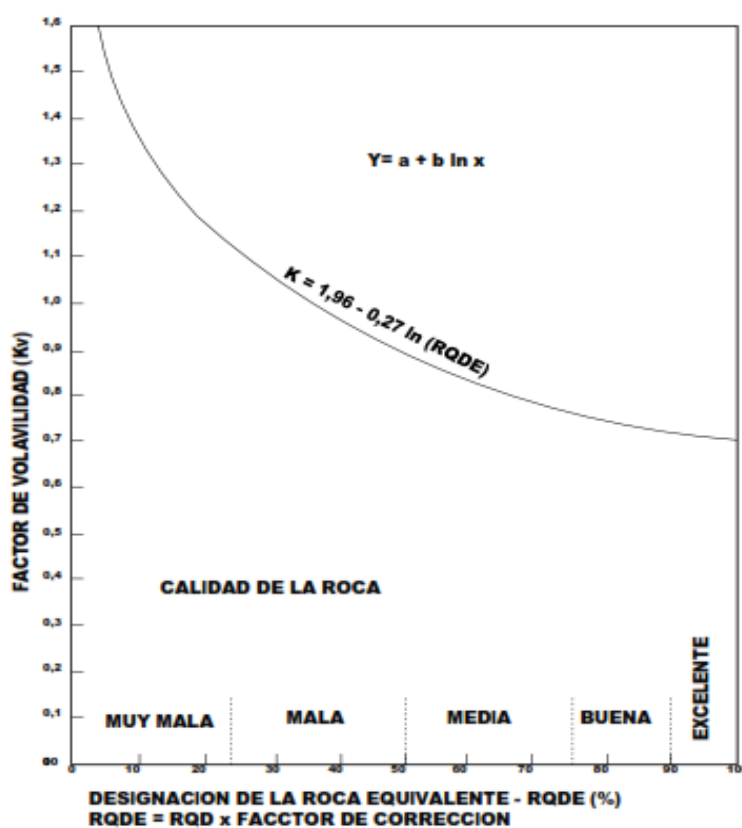


Figura N°. 21: Factor de volabilidad (Kv) en función del índice de calidad RQD

Fuente: (López Jimeno, 2003)

3.3.7.2. Propuesta de la Compañía “Steffen Robertson and Kirsten Ltd.”

(1985)

Según (LÓPEZ JIMENO, 2003), "En 1985, Steffen Robertson y Kirsten Ltd descubrieron el consumo específico de explosivos en el arenado y varios parámetros geomecánicos como RQD, capacidad de resistencia a la compresión simple (MPA), densidad y rugosidad. Medios de uso sugeridos. Discontinuidad y ángulo de fricción interno Esta metodología toma en cuenta el diámetro de la broca y el consumo específico de explosivos para la explosión.”.

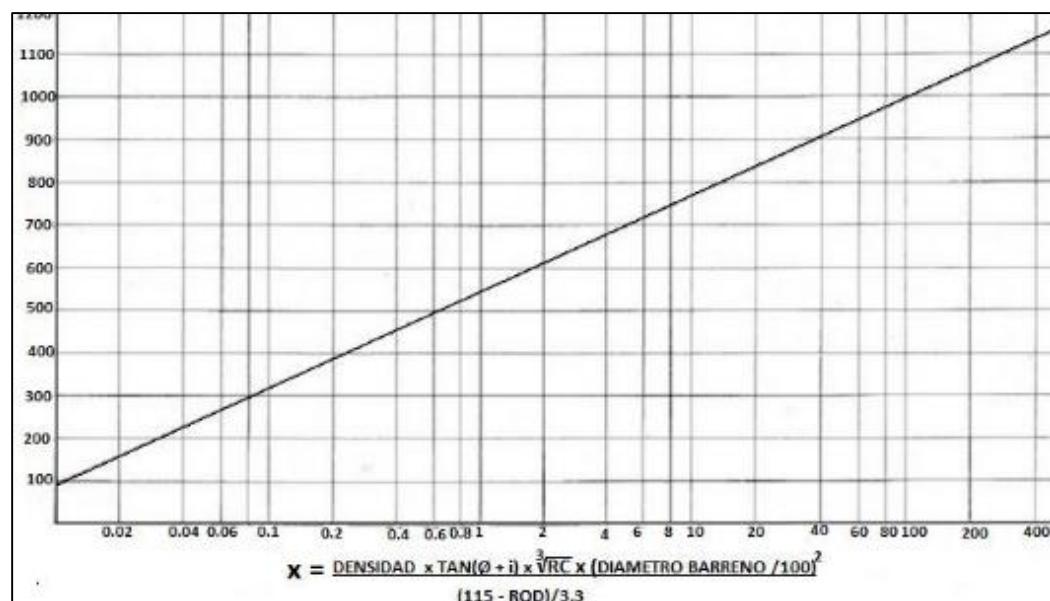


Figura N°. 22: Consumo específico en función a los parámetros geomecánicos

Fuente: (López Jimeno, 2003)

3.3.7.3. Ecuación de Palmstrom (1974)

“En vista de la gran utilización del RQD, en varios métodos de clasificación de macizos rocosos. Palmstrom presentó la siguiente expresión simple, que se utiliza con frecuencia”. La relación entre el índice “ J_v ” y el “RQD” será: (LÓPEZ JIMENO, 2003)

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v \quad (Ecu. 2.15)$$

para $J_v < 4.5$, $RQD = 100$

En cuanto a la dirección de estas juntas, la forma del bloque principal en el que se colocan es diferente, lo que tiene un doble efecto sobre la fragmentación de la explosión y la dirección de salida de la explosión. Con estas expresiones, se elaboro la siguiente tabla.

Tabla N°. 22: clasificación de bloques de J_v y RQD del macizo rocoso

Tipos de bloques	J_v (Diaclasas/m ³)	RQD	Calidad
Bloques masivos	Menor a 4,5	100	Excelente
Bloques muy grandes	4.5 a 7.5	90 - 100	Muy buena
Bloques grandes	7,5 a 12	75 - 90	Buena
Bloques de tamaño medio	12 a 20	50 - 75	Regular
Bloques pequeños	20 a 27	25 - 50	Mala
Bloques muy pequeños	Mayor a 27	Menor a 25	Muy mala

Fuente: (López Jimeno, 2003)

3.3.7.4. Propuesta de Ashby (1977)

“Ashby en el año 1977 hizo un intento por considerar las discontinuidades estructurales en el sistema de diseño de las voladuras, la ecuación relaciona la frecuencia de fracturas y la resistencia al cizallamiento de las mismas con el consumo específico de explosivo”. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

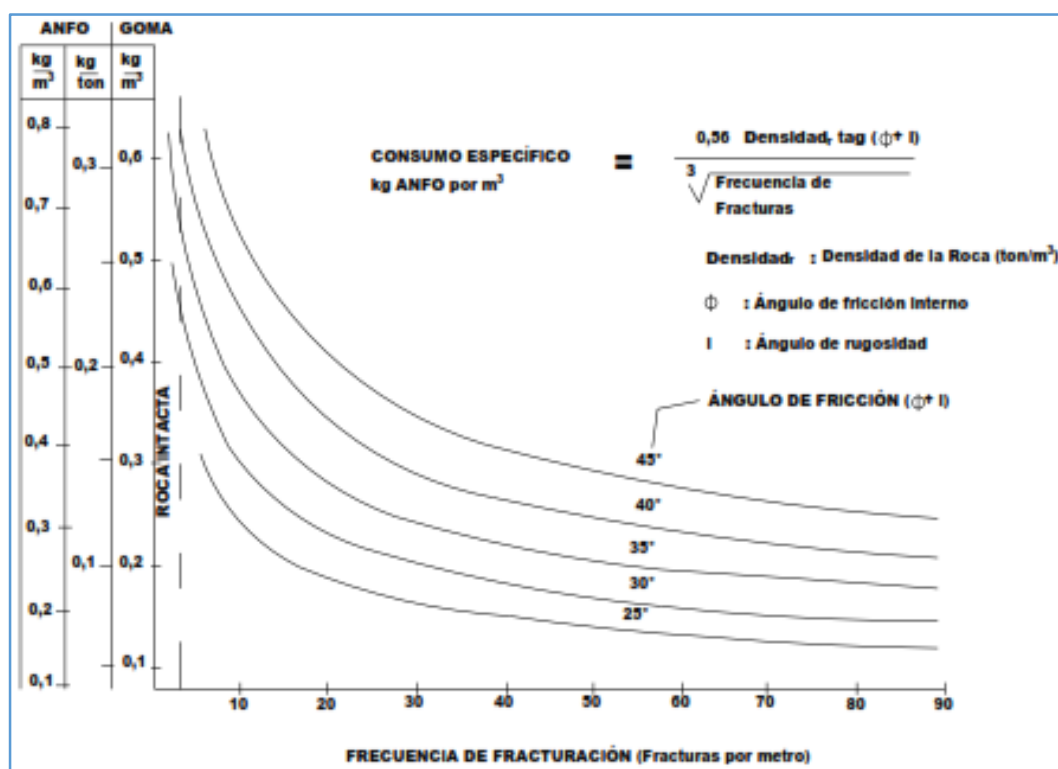


Figura N°. 23: Correlación entre la frecuencia de fracturación y el C.E de explosivo

Fuente: (López Jimeno, 2003)

La sugerencia de Ashby se refiere a los parámetros geomecánicos. En este estudio, modificamos algunas terminologías para utilizar directamente los índices RMR, GSI y RQD. Estos parámetros son ahora parte de la geomecánica actual. La ecuación de Ashby se ve así. (MARCAÑAUPA CURO, 2001)

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (J_v)}} \quad (\text{Ecu. 2.16})$$

Dónde:

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

ρ_r : Densidad de la roca (2.70 ton/m³)

φ : Angulo de fricción interno

i : Angulo de rugosidad

paso 1.

Para iniciar, sabemos que: $\varphi + i = \text{ángulo de fricción del macizo } (\emptyset)$.

Reemplazando ahora la ecuación queda de la siguiente forma:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\emptyset)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (J_v)}} \quad (\text{Ecu. 2.17})$$

Ahora se toma la ecuación Geomecánica

$$\emptyset = 5 + \frac{RMR}{2} \quad (\text{deg}) \quad (\text{Ecu. 3.18})$$

Cambiando en la ecuación de Ashby se tiene:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(5 + \frac{RMR}{2})}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (J_v)}} \quad (\text{Ecu. 2.19})$$

Paso 2.

En referencia del “ J_v ” se puede asimilar la ecuación de Palmstrom (1974).

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v \quad (\text{Ecu. 2.20})$$

Desarrollando la ecuación se tiene:

$$J_v = \frac{115 - RQD}{3.3}$$

Luego se cambia en la ecuación de Ashby y se obtendrá la ecuación final.

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(5 + \frac{RMR}{2})}{\sqrt[3]{(\frac{115 - RQD}{3.3})}} \quad (\text{Ecu. 2.21})$$

De suscitarse esta fórmula en términos del índice GSI, será de la siguiente manera:

$$GSI = RMR - 5$$

$$RMR = GSI + 5 \quad (\text{Ecu. 2.22})$$

Reemplazando la Ecu. 2.13 en la Ecu. 2.12

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{15 + GSI}{2}\right)}{\sqrt[3]{\left(\frac{115 - RQD}{3.3}\right)}} \quad (\text{Ecu. 2.23})$$

Siendo:

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

3.3.7.5. Índice de Volabilidad de Lilly (1986 - 1992)

El índice de volabilidad “BI” (blastability index) de Lilly, muestra cuán fácil o difícil es volar una roca. Se considera la suma de los valores de los cinco parámetros geomecánicos y. (PEREZ MACAVILCA, 2008)

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SPG + RSI) \quad (\text{Ecu. 2.24})$$

RMD = Descripción del macizo rocoso

JPS = Espaciamiento de las juntas planares

JPO = Orientación de las juntas planares

SPG = Gravedad específica

RSI = Dureza de la roca

Este indicador se aplicó por primera vez a la mina de hierro de Pilbara. El mineral de hierro de Pilbara está formado por rocas muy blandas con un valor de BI de 20 y rocas muy fuertes con una densidad de 4 t / m y un valor de BI de 100.

Tabla N°. 23: Parámetros geomecánicos

Parámetros Geomecánicos		Calificación
1.	Descripción de macizo rocos (RMD)	
	1.1. Friable/ poco consolidado	10
	1.2. Diaclasado en bloques	20
	1.3. Totalmente masivo	50
2.	Espaciamiento entre planos de juntas (JPS)	
	a. Pequeño (< a 0.1 m)	10
	b. Intermedio (0.1 a 1 m)	20
	c. Grande (> a 1 m)	50
3.	Orientación de planos de juntas (JPO)	
	3.1. Horizontal	10
	3.2. Buzamiento normal al frente	20
	3.3. Dirección normal al frente	30
	3.4. Buzamiento coincidente con el frente	40
4.	Influencia de peso específico (GSI)	
	GSI = 25 SG – 50	
	Dónde, GS: peso específico en Ton/m ³	
5.	Influencia de la resistencia	
	RSI = 0.05 Rc	
	Dónde, Rc: Resistencia a la compresión	

Fuente: (Cruz Rairez, 2004)

El ratio de la influencia de la resistencia “RSI” se estima partir de la expresión:

$$RSI = 0.05 * \sigma_c \quad (Ecu. 2.25)$$

donde:

σ_c = resistencia a la compresión simple (MPa)

Los consumos específicos de explosivo “CE” o los factores de energía “FE” se calculan de la siguiente forma:

$$CE (kg ANFO/m^3) = 0.004 * BI \quad (Ecu. 2.26)$$

$$FE (MJ/Ton) = 0.015 * BI \quad (Ecu. 2.27)$$

Numerosos experimentos llevados a cabo en Australia han concluido que el coeficiente de masa "A" del modelo Ram Kuz de Cunningham (1983) se puede obtener multiplicando "BI" por 0,12.

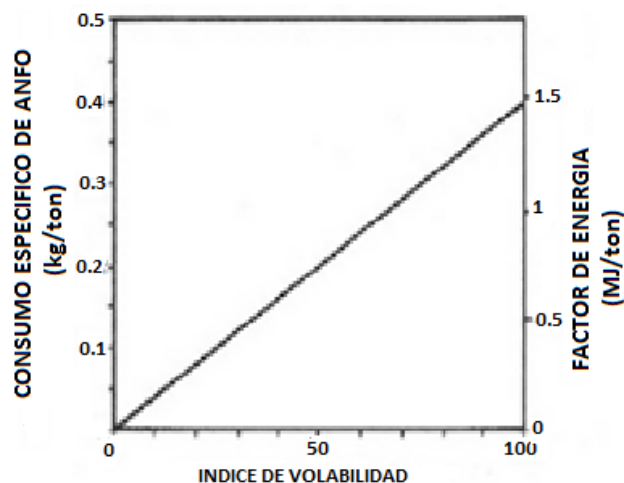


Figura N.º. 24: Cálculo de “CE” Y “FE” a partir de “BI”

Fuente: (López Jimeno, 2003)

Exclusivamente para rocas grandes, espaciamiento medio de juntas, resistencia a la compresión de 140-230 Mpa, rango de factor de carga de desplazamiento de 0,25 a 0,3 kg / tonelada de ANFO y densidad de explosivos de 0,8 gr. /cm³. Sin embargo, con ANFO pesado, estos factores de carga se encuentran en el rango superior de 0,46-0,56 kg / tonelada.

3.3.7.6. Constante de Roca “c” propuesto por Langefors (1978)

(LANGEFORS, y otros, 1978), indica: "Dio un factor que representa el impacto de la roca y si se refería a la carga con la condición de límite de lanzamiento cero, la definió como 'c₀'. Donde 'c' es el valor del factor que incluye el margen técnico del error satisfactorio y viene dado por 'c', que es 1,2 multiplicado por 'c₀'. Aquí, 'c₀' tiene un valor de 0,17 kg / m para granito cristalino (el resultado de una serie de pruebas de rotura en granito cristalino frágil) y de 0,18 a 0,35 kg / m para otro granito cristalino. Para proyectos de voladuras, se toma un valor 'c' de 0,4 kg / m³

(Langefors, et al., 1963), que indica: 0,2 y 0,4 kg / m³ respectivamente..

(SANCHIDRIAN, y otros, 2002), afirma: “Se calibró esta constante para diferentes tipos de roca y encontró una relación lineal, con el consumo específico de explosivo *technical power factor*, por encima del nivel requerido”. Nos presenta la Tabla siguiente:

Tabla N°. 24: Comportamiento de la voladura

Comportamiento de voladura	Tipo de roca	Factor de roca "A"	C. E de explosivo ANFO (kg/m ³)	Constante de la roca "c" (kg/m ³)
Mala	Andesita, dolomita, granito	12 - 14	0.7	0.62
Media	Dolomita, cuarsita, serpentina	10 - 11	0.45	0.40
Buena	Sandstone, caliza, shale	08 - 09	0.30	0.27
Muy buena	coal	6	0.15 – 0.25	0.14 – 0.22

Fuente: (Segarra Catusus, 2004)

Donde se tiene la constante de roca de acuerdo a:

$$C = 0.8784 * C. + 0.0052 \quad (\text{Ecu. 2.28})$$

3.3.7.7. Factor de Roca "A" (Rock Factor)

El índice de volatilidad, propuesto por primera vez por Lilly (1986), también es útil para calcular coeficientes clave. Cunningham (1987) propuso una modificación al cálculo de este coeficiente. Este coeficiente es una variable para predecir la fragmentación de la roca. (LÓPEZ JIMENO, 2003).

$$FR(A) = 0.12 * BI \quad (\text{Ecu. 2.29})$$

Cabe señalar que este valor debe variar entre 6 y 14, como recomienda el estudio de Sanchidrián (2002). Y para ello se encontró una relación polinomial cúbica con la constante de la roca.

Ahora obtenemos el coeficiente de roca con la siguiente ecuación:

$$A = 96.667 * (C.E)^3 - 138.5 * (C.E)^2 + 75.883 * (C.E) - 4.41 \quad (\text{Ecu. 2.30})$$

3.3.7.8. Factor de Energía (FE)

Este coeficiente indica que la energía requerida por unidad de peso (MJ / ton) se puede estimar a partir del índice de volatilidad del lilly a través de esta ecuación 3.24:

$$FE (MJ/Ton) = 0.015 * BI$$

Ahora enunciamos esta ecuación 3.24 en función de consumo específico de explosivo de la ecuación 3.23 de Ashby obteniendo.

$$FE = 12 * \frac{CE}{0.004} \quad (\text{Ecu. 2.31})$$

Obteniendo:

$$FE (MJ/Ton) = 30 * CE \quad (Ecu. 2.32)$$

3.3.7.9. Factores de Voladura

Factor de carga: El factor de carga útil es la cantidad de explosivos en kilogramos necesarios para detonar un metro cúbico de roca. Este factor de carga varía de 1.2 a 3.6 kg / m³, dependiendo de la naturaleza de la roca y las características del lecho rocoso, y también es el parámetro más importante y valioso para los perfiles de voladura. A menudo se utiliza como medida de eficiencia explosiva. (TORRES YARANGA, 2015)

$$Factor\ de\ carga\ (Fc) = \frac{Cantidad\ de\ explosivo\ (kg)}{Volumen\ roto\ (m^3)}$$

Factor de potencia: El factor de potencia se define como la cantidad de explosivo usado para fragmentar una tonelada de material ya sea mineral o desmnete.

$$Factor\ de\ potencia\ (Fp) = \frac{Cantidad\ de\ explosivo\ (kg)}{Toneladas\ roto\ (tm)}$$

Factor de avance: Esta es la cantidad de explosivos utilizados por metro lineal de avance.

$$Factor\ de\ avance\ (Fa) = \frac{Cantidad\ de\ explosivo\ (kg)}{Metro\ lineal\ (m)}$$

3.3.8. Consideraciones de Procesos de Perforación

a. Rendimientos

La eficiencia de la perforación se expresa como ganancia neta por hora trabajada, incluidas todas las operaciones únicas, como reposicionar la superficie de la perforación, reemplazar el acero de perforación, reemplazar los orificios y el mantenimiento general del equipo. El rendimiento de la perforación debe tener en cuenta que, además de la alimentación lineal y la alimentación de masa, el volumen aumenta significativamente a medida que aumenta el diámetro del orificio. Cuanto más fácil es excavar la roca y más uniforme es, más difícil es trabajar y puede caer o colapsar dentro del pozo, lo que reduce su rendimiento a medida que la roca se rompe o se afloja. (LLANCO SEDANO, y otros, 2012)



b. Perforación de Rocas

La perforación es la operación y efecto de la perforación frontal, cuya finalidad es perforar agujeros cilíndricos en rocas y / o minerales denominados barrenos, taladros, aberturas, pozos, para almacenar o colocar explosivos y sus accesorios. Dentro de una explosión. (EXSA S.A., 2019)

Se basa en los principios mecánicos de impacto y rotación, y debido a este impacto y fricción, la roca es astillada o triturada a una profundidad determinada por la longitud del agujero utilizado en el área correspondiente al diámetro del barreno.

c. Principios de Perforación Rotopercusivo

La perforación rotopercusivo se enfoca en la fusión de las siguientes cuestiones:

1. Percusión

Debido al impacto generado por la carrera del pistón, la onda de choque se transmite a la boca del cañón a través del varillaje (dentro de la cabeza del martillo). El mecanismo de percusión consume la potencia total de los dispositivos de 80 a 85% del equipo.

2. Rotación

Este movimiento hace que la broca gire, provocando impactos en las rocas en varias posiciones.

Al perforar orificios con un ratón espaciador, las velocidades de rotación más comunes son 80-150 rpm y el ángulo entre los inductores es de 10°-20° para brocas de 51-89 mm. La velocidad debe ser baja. De 40 a 60 rpm, permite una rotación de 5° a 7°. Los taladros con diámetros más grandes requieren velocidades más bajas.

3. Empuje

Se aplica empuje a la sarta de perforación para mantener la perforadora en contacto con la roca.

Un empuje insuficiente tiene los siguientes efectos negativos: la tasa de penetración disminuye, la varilla y el manguito se desgastan más, el eslabón pierde su capacidad de sujeción y el eslabón se sobrecalienta. Por el contrario, si el empuje es demasiado fuerte, la velocidad de perforación también disminuirá, lo que dificultará la extracción de los tornillos, lo que aumentará el desgaste de la broca, el par y la vibración del dispositivo y la deriva de la perforación.

4. Barrido

Esto ayuda a eliminar los escombros del fondo del pozo, evitando el alto consumo de energía de moler estas partículas y aumentando el riesgo de atasco, desgaste y reducción del rendimiento.

Este análisis se realiza con agua, aire o espuma. Es la presión que se aplica hacia el fondo del orificio a través de un orificio en el centro de la varilla y un orificio en la parte superior de la varilla. Se expulsan

Partículas del espacio anular entre el tubo de conexión y la pared del orificio.

5. Velocidad de Perforación

Esta variable depende del efecto de la fuerza y del método de perforación o remoción de escombros, que es un taladro que utiliza aire comprimido y / o agua a presión, pasando por el mismo pozo a medida que avanza. La dureza y el desgaste de la roca son parámetros importantes para determinar el medio de perforación utilizado. Solo rotativo o rotativo / percusivo.

d. Condiciones de Perforación

La excavación y clasificación de explosivos es muy importante para una voladura eficaz. Por lo tanto, este trabajo debe realizarse con sentido común y habilidad. En muchas minas que cumplen con las normas, el monitoreo operativo preciso de los parámetros de perforación aún no está completamente controlado, y en algunas minas persisten las deficiencias en la calidad del trabajo. Afecta la pérdida de eficiencia energética de la explosión. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Generalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por los siguientes parámetros, diámetro, longitud, rectitud y estabilidad:

- a. **Diámetro:** El calibre depende del tipo de aplicación donde se utilice el taladro. Por regla general, tiene el "diámetro o calibre mínimo" más adecuado y económico para perforaciones.
- b. **Longitud:** Tiene mucho que ver con el manejo y las capacidades de la plataforma y, por supuesto, la velocidad de disparo (profundidad del pozo).
- c. **Rectitud:** También llamado paralelismo, es uno de los factores más importantes en las características del proceso de perforación y la plataforma. Se debe lograr la máxima rectitud y alineación para que los



explosivos se coloquen y dispersen al comienzo de la mayoría de las perforaciones y el paralelismo entre los pozos es muy importante para las interacciones explosivas en el frente de disparo..

d. Estabilidad: El agujero debe permanecer abierto hasta que se utilice para la carga. Los suelos pobres tienden a desmoronarse, por lo que puede ser necesario revestir el interior con tuberías especiales para realizar cada carga. Además, se deben aplicar técnicas de recubrimiento que utilicen arcilla, especialmente las que se utilizan en bentonita y otras perforaciones petrolíferas. diamante., diamantina.

e. Perforadoras Jackleg RNP

El taladro en seco Jackleg RNP es extremadamente flexible y fácil de usar con una varilla de alimentación de longitud específica para perforar orificios horizontales e inclinados. Estos se utilizan comúnmente en las minas subterráneas tradicionales en túneles, subsuelos, chimeneas inclinadas, rampas y otras áreas centrales.

Tabla N°. 25: Especificaciones técnicas de perforadoras Jack leg RNP seco

Especificaciones	US/IPM	Unidades
Diámetro de cilindros	3.125 Pulg	79.4 mm
Carrera del pistón.	2.875 Pulg	73.25 mm
Frecuencia de impacto.	2200 gpm	2200 gpm
Longitud de la perforadora.	27 Pulg	686.00 mm
Peso de la perforadora.	111.11 Lbs	50.4 kg
Longitud pie de avance contraído	73 Pulg	1854 mm
Longitud pie de avance extendido	128 Pulg	3250 mm
Consumo de aire (90psi)	170 Cfm	80.21 Lts/seg
Tamaño de la barrena (estándar)	7/8*4 1/4Pulg	22*108 mm
Revoluciones	225 Rpm	225 Rpm
Consumo de agua	58 psi	58 psi
Nivel de ruido que genera	117 dB	117 dB
Fuerza de barra de avance	245 kg-f	245 kg-f

Fuente: Autoes de Tesis



- **Partes principales de una máquina perforadora**

Toda máquina perforadora Jackleg RNP se divide en tres partes que son: Frontal, cabezal, y cilindro; a su vez estas tres partes van unidas entre sí por medio de dos pernos largos con tuercas llamadas tirantes.

- **Accesorios de perforación**

Barrenos o barras: Se trata de varillas o tubos de acero que transfieren la fuerza de impacto del martillo a la broca en su extremo. Las varillas son tubulares, hexagonales, rígidas y combinadas con roscas deslizantes cónicas, cónicas y lisas.

Brocas: Por lo general, se trata de herramientas de corte de acero resistentes a los impactos con bordes reforzados con inserciones o perillas hechas de materiales muy duros y resistentes al desgaste (carburo de tungsteno).

f. Fallas de Perforación en Diámetros Pequeños

Las equivocaciones son significativas, especialmente si afectan al arranque del disparo, donde consideramos. (EXSA S.A., 2019)

- **En arranques:** escaso diámetro o cantidad de taladros de alivio.
- **Desviaciones en el paralelismo:** En esta ocasión el burden no se consolida de manera uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Esta dificultad es fundamental en los arranques y en la periferia (techos) de la socabación
- **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo.
- **La irregular longitud de taladros:** Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.
- **Intercepción de taladros:** Afecta a la configuración de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a fragmentar.
- **Mayor número de taladros o diámetros muy grandes:** pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

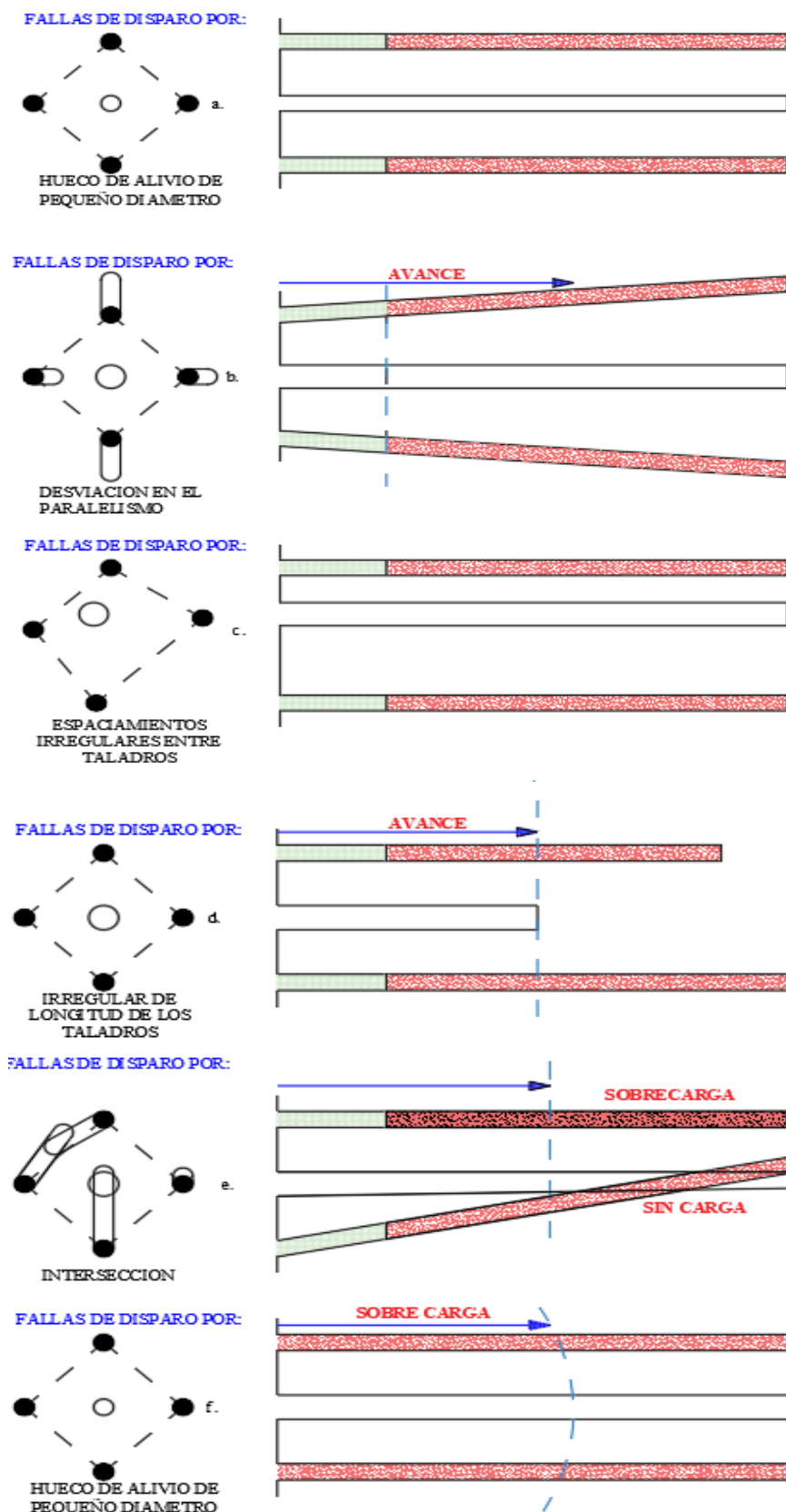


Figura N°. 25: Errores y defectos en la perforación de taladros

Fuente: (Exsa S. A., 2019)

3.3.9. Cálculos de Parámetros para el Diseño de Mallas de Perforación en Galerías

Para los cálculos de los parámetros de diseño de mallas de perforación debemos tomar en cuentas los siguientes parámetros:

a. Longitud de Taladro

La longitud de los taladros, los cuales romperán hasta un 95% o más de su longitud total puede ser determinado con la siguiente ecuación:

$$L = \frac{(\varnothing_1 + 16.51)}{41.67} \quad (\text{Ecu. 2.33})$$

Donde:

L: Profundidad (m)

\varnothing_1 : Diámetro del taladro (mm)

b. Distribución y Designación de Taladros

“La distribución de los taladros y la secuencia de salida o el diagrama de secuencia presentan muchos dilemas, dependiendo de la naturaleza del lecho rocoso y las características de la plataforma de perforación, y pueden ser muy complejos”. (DEPAZ REYES, y otros, 2016)

La distribución de simulacros como simulacros concéntricos, la distribución de cortes o puntos de partida en la región central de la explosión y otras maniobras son sus indicadores o designaciones de la siguiente manera:

Taladros de arranque.

La acción y el efecto del orificio de inicio es formar la primera cavidad antes de la recolección. Esto crea una segunda cara libre, todavía en forma de lecho anular, para la secuencia de salida de los otros orificios. El taladro inicial requiere un promedio de 1,3-1,5 veces más explosivos por taladro para eliminar el material triturado, lo que reduce la proporción de taladros cuadrados y explosivos de barrena (menos manipulación). En la mayoría de los casos, funciona doblando sin la cara

Taladros de ayuda.

Estos orificios rodean el orificio de inicio y del orificio original, dependiendo del tamaño de la fachada, que varía en número y distribución, incluyendo primeras ayudas (contra cueles), segundos y terceras ayudas (excavación de demolición o franqueo). Una salida al nivel. Prosiguen después del arranque



Taladros de cuadradores

Son taladros laterales o hastiales que dan forma final a los flancos de la galería.

Taladros de alzas o corona

Estos son los elementos que dan forma a los techos y cúpulas de galerías y túneles. También se conocen como sembradoras explosivas o sembradoras finas super y cuadradas, a menudo denominadas "sembradoras de contorno" inmediatamente y al final de todo el lote.

Taladros de arrastre o piso

Son los taladros del piso del túnel o galería la secuencia de salida es último de toda la tanda de taladros. Los nombres y ubicaciones de los agujeros se muestran en la Figura 36. Aquí puede ver que los agujeros están agrupados en grupos de cuatro agujeros (por sección) de acuerdo con el diseño de la sección de 2,2 mx 2,1 m.

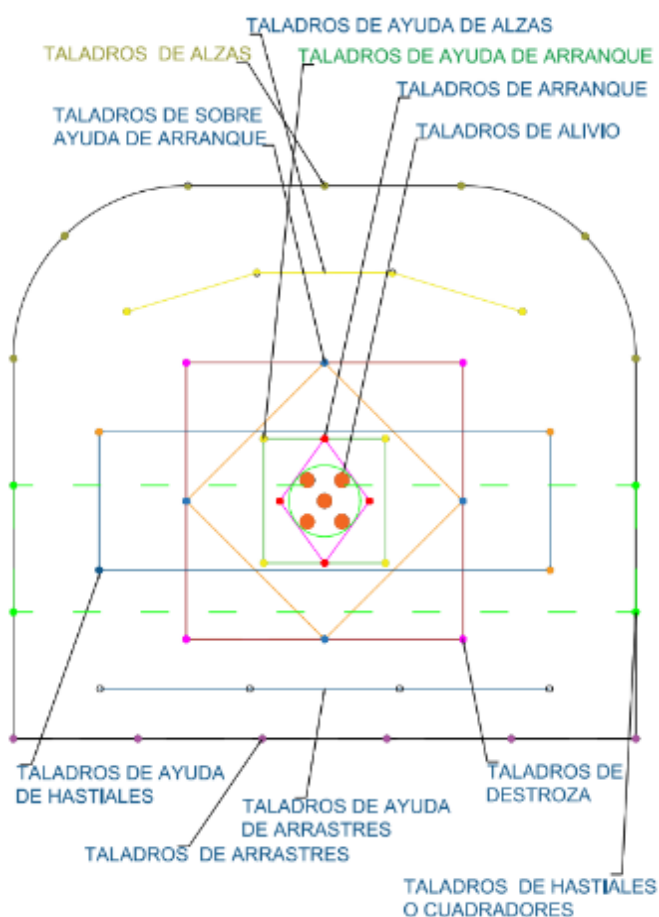


Figura N°. 26: Denominación de los taladros

Fuente: Autores de tesis

c. Determinación de Taladros

Para el cálculo del número de pozos necesarios para la voladura subterránea. Esto depende de las características de la roca volada, el grado de contención frontal, el grado de fragmentación obtenido y el diámetro de la barrena. Además, factores individuales que pueden obligar al diseño de la perforación a contraerse o expandirse, aumentando o disminuyendo así el número de agujeros calculados teóricamente. El tipo de explosivo utilizado y cómo empezar a utilizarlo también están estrechamente relacionados y se pueden calcular mediante fórmulas empíricas.. (EXSA S.A., 2019).

$$N^{\circ}_{TAL} = (P/dt) + C * S \quad (Ecu. 2.34)$$

Donde:

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

$$P = 4 * \sqrt{A}$$

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

Tabla N°. 26: Dureza de la roca

Dureza de la Roca	Distancia Entre Taladros (M)
Tenaz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Friable	0.70 a 0.75

Fuente: (EXSA S.A, 2019)

C: Coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Tabla N°. 27: Dureza de la roca con relación al coeficiente

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

Fuente: (EXSA S.A, 2019)

S: dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre) o área

d. **Diseño de Mallas de Perforación**

Una geometría de malla de perforación es un grupo de orificios que se pueden perforar en una superficie de trabajo y su diseño requiere geometría, simetría, paralelismo, dirección, inclinación y profundidad específicos. (CHOQUE VELARDE, 2017)

El diseño se realiza con el propósito de:

- ✓ Optimizar los gastos de perforación y cantidad de explosivos empleados.
- ✓ Mejorar en los avances lineales y tener un buen avance
- ✓ Reducir las sobre roturas y mantener sección de la labor uniforme
- ✓ Determinar el orden y salida de secuenciamiento de los taladros

El diseño de una malla de perforación es generalmente como dispersar los pozos para voladuras, teniendo en cuenta la relación de distancia, que está directamente relacionada con la carga y profundidad de los pozos. La voladura en minas subterráneas es diferente a la voladura en minas a cielo abierto.

3.3.10. **Diseño y Características de Voladura en Minería Subterránea**

a. **Consideraciones de Voladura**

“En la ingeniería de las excavaciones subterráneas, las voladuras son igual de importantes que la elección de la forma correcta de la excavación que tendrá que adaptarse al campo in situ de los esfuerzos y del diseño del sistema correcto de la voladura”. (OJEDA MESTAS, 1998)

Los dos factores más comunes a considerar al realizar voladuras de suelo son:

1. La voladura debe destruir la roca de manera eficiente y económica.
2. El lecho rocoso restante debe estar lo más intacto posible para causar deslizamientos de rocas

b. **Esquemas para Diseño de Voladura**

El efecto de las detonaciones en minerías subterráneas se caracteriza por no tener una superficie de escape libre que no sea la superficie de la cabeza al principio. El principio de montaje se basa en la creación de un agujero libre con un agujero inicial que interrumpe la carga restante en la pieza.



Este pozo suele tener una superficie de 1-2 m². Incluso con diámetros de agujero grandes, puede tener hasta 4m². Al arrancar en muchos taladros, los orificios de la cubierta comienzan abarcar la mayoría de ellos.(LÓPEZ JIMENO, 2003)

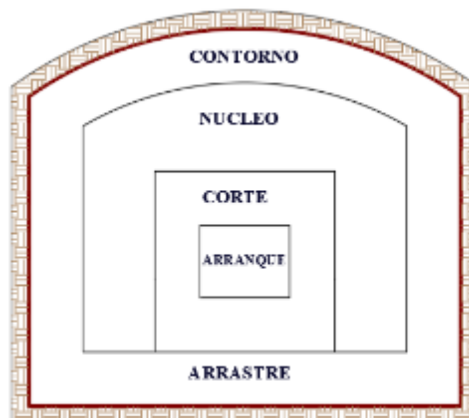


Figura N°. 27: Zonas de una voladura

Fuente: (López Jimeno, 2003)

Los orificios de contorno son orificios que establecen la forma final de la pieza y se colocan hacia el interior del lecho rocoso a una altura menor, dejando espacio para que la excavadora y el orificio avancen. En cuanto a la posición del arrancador, esto también afecta la proyección de las ruinas, la fragmentación y el número de hoyos. De las tres posiciones, cuña, centro inferior y centro superior, generalmente se elige esta última. Para evitar la caída libre del material, la sección de piedra triturada se estira, descomprime y fragmenta.

c. Tipos de Arranques con Taladros Paralelos

Según (LÓPEZ JIMENO, 2003), Como se mencionó anteriormente, la voladura en el frente subterráneo es mucho más complejo que en superficie, ya que la única superficie libre es la superficie excavada. Alto consumo específico y alta capacidad de carga. Por otro lado, debido al pequeño tamaño de la carga al inicio, los explosivos deben ser lo suficientemente sensibles para evitar la detonación inducida, pero para evitar los efectos del canal de conducción, los explosivos lo suficientemente altos como para superar los 3000 m / s. Deben tener una velocidad de detonación. Explosivos adjuntos. Para agujeros de mayor diámetro. Este fenómeno ocurre cuando el gas explosivo empuja el aire entre el pilar del explosivo y la pared del cañón, comprimiendo la ojiva hacia el frente de la onda de

choque, destruyendo los puntos calientes o aumentando la densidad del explosivo.

- **Arranques o Corte Quemados**

Según (EXSA S.A., 2019), comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados paralelos y cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan. El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de tipo de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

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

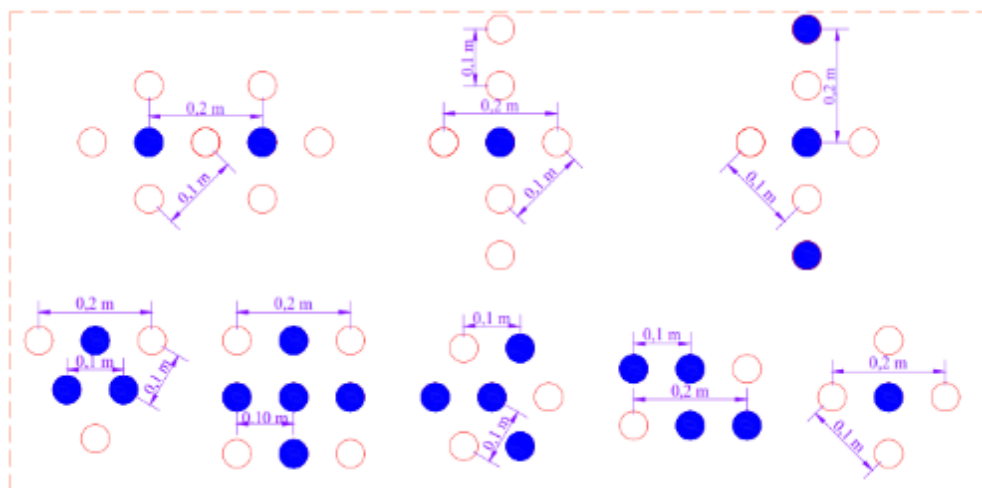


Figura N°. 28: Ejemplos de arranques con corte quemados

Fuente: (López Jimeno, 2003)

- **Arranque o Corte Cilíndrico**

Actualmente es el tipo de arranque que se utiliza con mayor frecuencia en la excavación de labores subterráneas, con independencia de las dimensiones de estas. Se considera que es una modificación o

perfeccionamiento del arranque quemados que se comentaran más adelante. Consta de uno o más taladros vacíos o de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los taladros cargados. Los taladros de gran diámetro (55 a 175 mm) se perforan con brocas escariadoras.

Todos los taladros dentro del arranque se sitúan muy próximos alineados y paralelos. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

El tipo de arranque más empleado es el de cuatro secciones. Ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución, la metodología de cálculo de esquemas y cargas de este arranque y el resto de las zonas de un frente corresponde a las teorías suecas actualizadas recientemente por Roger Holmberg (1982) y simplificada por Oloffsson (1990), y se estudian seguidamente. Por último, se indican otros tipos de arranques cilíndricos que se han utilizado con éxito y están bien experimentados.

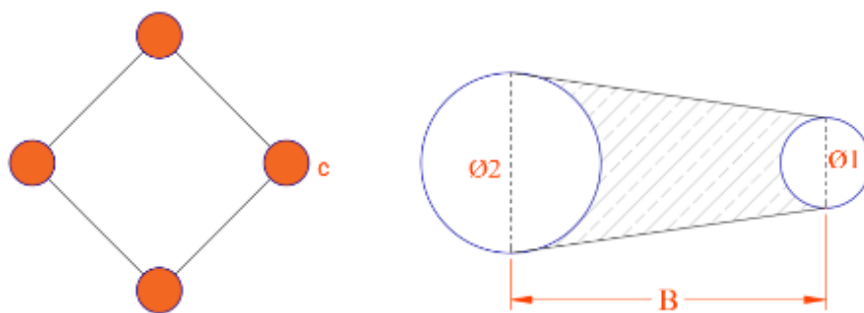


Figura N°. 29: Distancia entre el taladro central vacío y taladros de arranque

Fuente: (EXSA S. A., 2009)

- **Arranque Propuesta por Hagan**

Algunos problemas que se presentan en las voladuras con arranques con taladros paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilización por pre-compresión dinámica. El primer fenómeno puede aparecer en un taladro adyacente al que esté detonando. Cuando el explosivo que se encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad, como son todos aquellos que poseen en su composición nitroglicerina. Por el contrario, la desensibilización por pre-compresión dinámica tiene lugar en muchos explosivos y particularmente en el Anfo, pues la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la adyacente por encima de la densidad crítica o de muerte. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

La propuesta por Hagan es para disminuir estos problemas mencionados, y consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga.

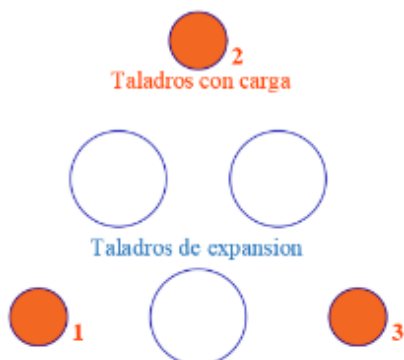


Figura N°. 30: Arranque propuesto por Hagan

Fuente: (López Jimeno, 2003)

Hagan también descubrió que las rocas de grano fino son más susceptibles a romperse durante el calentamiento que las rocas de grano grueso debido al gran volumen de orificios de drenaje necesarios para permitir que el material escape. Al comienzo del cilindro, con cada explosión sucesiva, la carga se coloca en un patrón geométrico a medida que expande el espacio disponible para expandir los agujeros sin escape y puede aumentar el tamaño de la carga. Espiral.

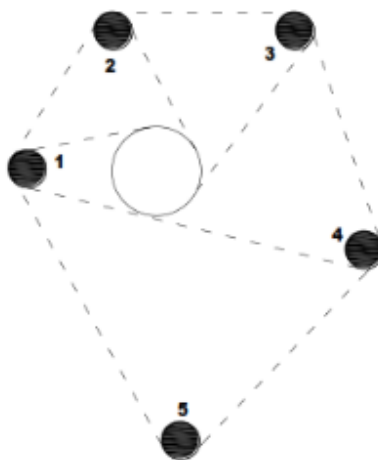


Figura N°. 31: Arranque en cilíndrico espiral

Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno (2003)

- **Arranque Cilíndrico de Doble Espiral**

“Se perfora un taladro central con un diámetro entre 75 a 200 mm que es circunvalado por los taladros más pequeños cargados y dispuestos en espiral. Los taladros 1-2, 3-4 y 5-6 se corresponden en cada una de sus espirales respectivas”. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

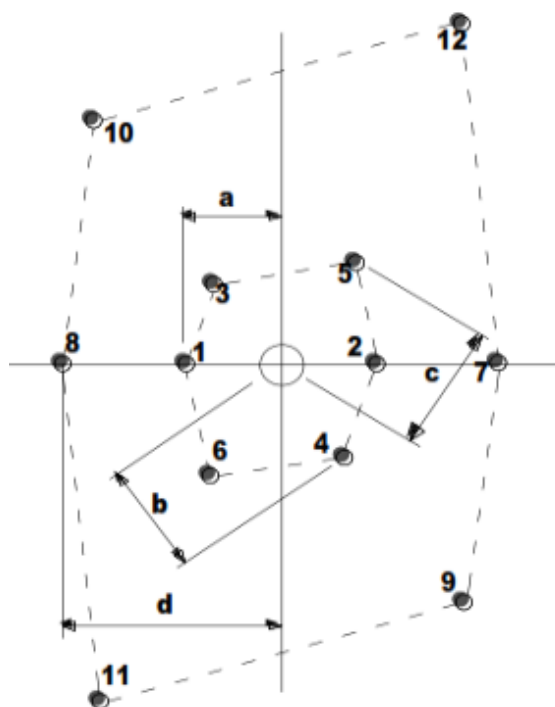


Figura N°. 32: Arranque cilíndrico doble espiral

Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno (2003)

- **Arranque de Coromant**

“Consiste en perforar dos orificios que se cruzan del mismo diámetro (57 mm), formando un orificio en forma de "8" para la primera carga. Utilice una plantilla de taladro para perforar los dos primeros orificios y los otros dos orificios para el arranque”. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

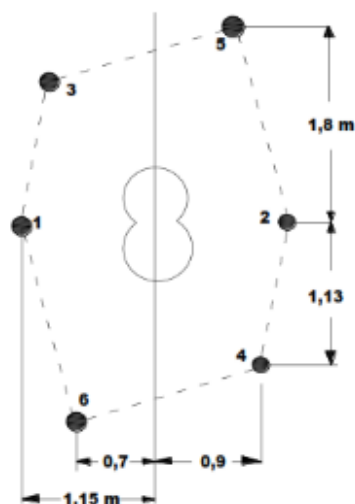


Figura N° 33: Arranque Coromant

Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno (2003)

- **Arranque de Fagersta**

Para este tipo de arrancador, se perfora un orificio central con un diámetro de 64 o 76 mm y los pequeños orificios de carga restantes se disponen como se muestra en la figura.. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Este es un híbrido de un arrancador de segmentos y un arrancador de doble torsión, ideal para secciones pequeñas perforadas a mano.

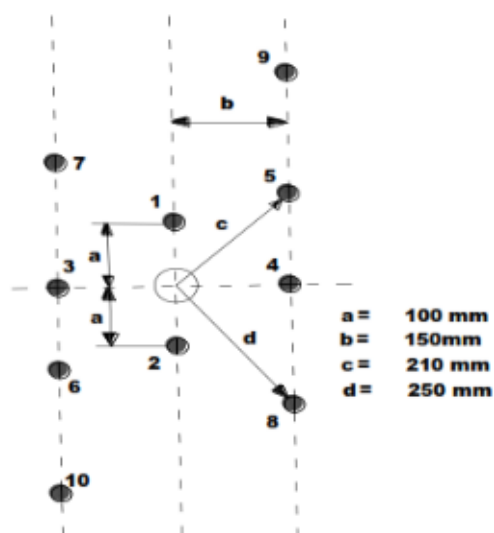


Figura N° 34: Arranque Fagersta

Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno (2003)

3.3.11. Diseño de acuerdo al Arranque Corte Quemado y Cálculo de Voladura según Roger Holmberg para una Malla de Perforación

a. Avance por Disparo.

El avance del disparo está controlado por el diámetro del taladro sin carga y la variación de los taladros cargados. El avance que desea lograr por disparo debe ser superior del 95 % de la longitud del taladro. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

$$X = 0.95 * L \quad (\text{Ecu. 2.35})$$

Donde L: longitud de taladro

En los arranques de 04 secciones la profundidad de los taladros puede valorarse con la siguiente expresión:

$$L = 0.15 + 34.1 * \emptyset_2 - 39.4 * \emptyset_2^2 \quad (\text{Ecu. 2.36})$$

Dónde:

\emptyset_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

Pero esta ecuación es válida solo para un solo taladro de alivio y para casos particulares se puede ajustar agregando un factor que depender del barreno. Cuando se posee varios taladros de alivio se calcula un diámetro equivalente (mm), se obtiene a partir de la siguiente ecuación

$$\emptyset_2^! = \emptyset_1 * \sqrt{NB} \quad (\text{Ecu. 2.37})$$

Dónde:

\emptyset_1 = Diámetro del taladro alivio de menor diámetro (m)

$\emptyset_2^!$ = Diámetro del taladro equivalente (m)

NB = Número de taladros de alivio

b. Cálculo del Arranque según Corte de Cuatro Secciones

Se emplea el cálculo de Roger Holmberg para estandarizar el diseño de malla de perforación y voladura para obtener los resultados favorables que se desea:

- **Cálculo de parámetros en el primer cuadrante**

Para (LÓPEZ JIMENO, 2003) La forma típica de un motor de arranque de 04 secciones con paralelos orificios se muestra en la ilustración No 35.

El espaciamiento entre el orificio central superior y el orificio de la primera parte no debe superar " $1,7 \times \varnothing_2$ ". Para las rocas (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación son muy variables según el tipo de explosivo, las características de la roca y la distancia entre el taladro cargado y el vacío.

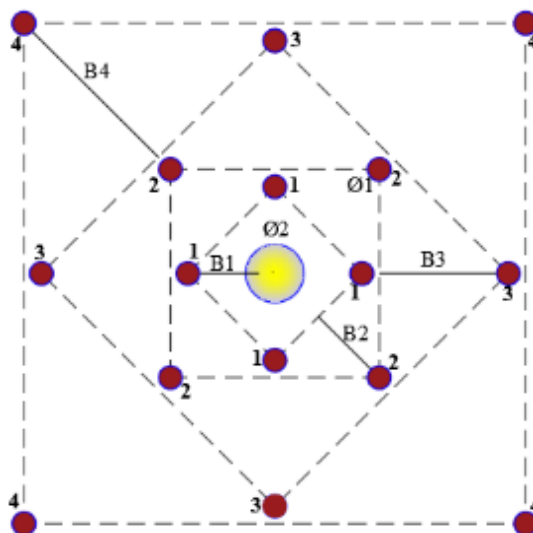


Figura N°. 35: Arranque con corte quemado de cuatro secciones

Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno (2003)

Para cargas superiores a " $2\varnothing_2$ ", el ángulo de escape es demasiado pequeño y hay una deformación plástica de la roca entre los dos agujeros. Incluso si la carga es menor que " \varnothing_2 ", si la concentración de la carga es muy alta, se producirá la sinterización de la roca triturada y la falla del arrancador.

$$B_1 = 1.7 * \varnothing_2 \quad (\text{Ecu. 2.38})$$

Por eso se recomienda que el burden práctico se calcule sobre la base de la siguiente ecuación.

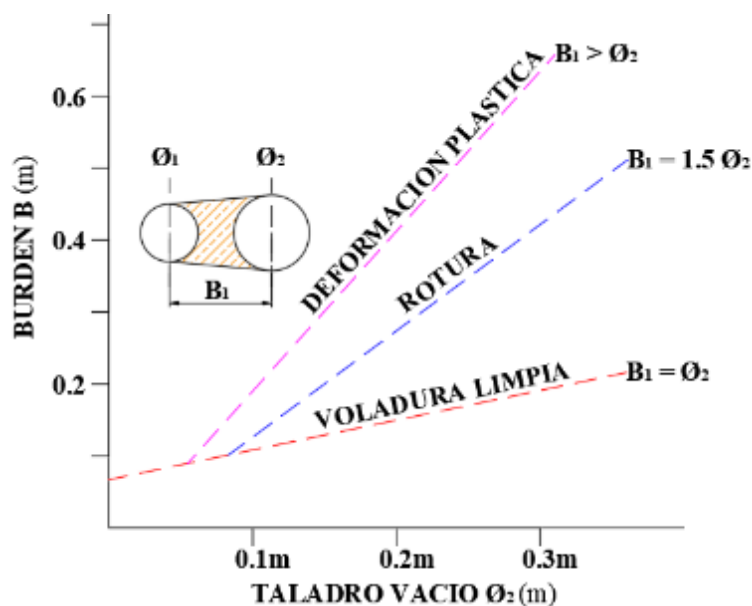


Figura N°. 36: Resultados de varias distancias desde los orificios rodantes hasta el vacío

Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno (2003)

Desviación total en la perforación

$$R = \sqrt{1 + 1.3 * L^2 + 0.64 * L^3} \quad (\text{Ecu. 2.39})$$

Avance medio de la desviación

$$\Phi = \frac{R}{L} \quad (\text{Ecu. 2.40})$$

Hace mención (LÓPEZ JIMENO, 2003), el factor Φ para que se cumpla un avance del 95%; Φ menor o igual a 2 cm/m, respecto a la variación de taladros de perforación es superior al 1%, el burden o piedra práctico se determina de acuerdo a:

$$B_1 = 1.7 * \Phi_2 - E_p \quad (\text{Ecu. 2.41})$$

Siendo el error de perforación y reemplazando en la ecuación anterior se tiene.

$$E_p = (\alpha * L + E_e) \quad (\text{Ecu. 2.42})$$

$$B_{P1} = 1.7 * \Phi_2 - (\alpha * L + E_e) \quad (\text{Ecu. 2.43})$$

Donde:

B_{P1} : Burden o piedra practico uno (m)

Φ_2 : Diámetro de taladro vacío (m)

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

L: Profundidad de los taladros (m).

E_p : Error de perforación (m)

E_e : Error de emboquille (m) = 0.02 m

Cálculo de la densidad de carga de explosión (q_{ex})

La densidad de carga se emplea para determinar la cantidad de kilogramos de explosivo que se empleara por taladro y por voladura

$$d_e = \rho_{expl} * \frac{\pi * \phi_{expl}^2}{4000} \quad (Ecu. 2.44)$$

Donde:

d_e =densidad de carga (Kg/m)

ρ_{expl} : Densidad del explosivo (gr/cm³)

ϕ_{exp} = diámetro del explosivo utilizado (mm)

La concentración lineal de carga para los taladros asignados del arranque se halla a partir de la siguiente ecuacion:

$$q_1 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad (Ecu. 2.45)$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m)

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden (m)

C = Constante de roca

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

Sustenta (LÓPEZ JIMENO, 2003), que Debido a la falta de muchos tipos de explosivos en los cartuchos, los posibles valores de concentración de carga lineal son continuamente bastante limitados.

Esto significa que para densidades lineales predeterminadas, el cálculo es un poco más complicado, pero el tamaño de la carga se puede determinar a partir de la ecuación anterior.

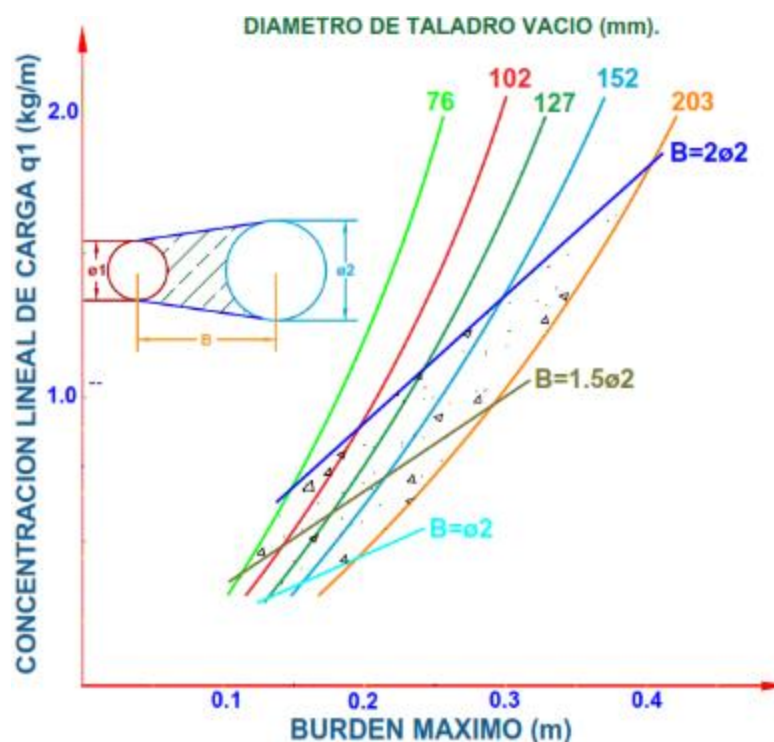


Figura N°. 37: Carga lineal en función al burden máximo para diferentes diámetros

Fuente: Manual de perforación & voladura- López Jimeno (2003)

Espaciamiento entre taladros

$$S_1 = B_{p1} * \sqrt{2} \quad (\text{Ecu. 2.46})$$

Longitud de taco

$$T_1 = 10 * \phi_1 \quad (\text{Ecu. 2.47})$$

Cantidad de cartuchos por taladro en el primer cuadrante

$$N^\circ = \frac{L - T_1}{L_{\text{Cartucho}}} \quad (\text{Ecu. 2.48})$$

Cantidad de carga explosiva por taladro

$$Q_T = (L - T) * q_1 \quad (\text{Ecu. 2.49})$$

- **Calculo de parámetros en el segundo cuadrante**

“Para calcular el resto de las secciones siguientes se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “ A_h ” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “ q_1 ” el valor del burden se calculara a partir de esta ecuación”. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

$$B = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_h * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (\text{Ecu. 2.50})$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura siguiente la apertura rectangular “A₂” difiere de la distancia entre taladros “A_{h1}” de la primera sección.

Apertura rectangular segunda sección

$$A_2 = \sqrt{2} * (B_1 - E_p) \quad (\text{Ecu. 2.51})$$

Luego reemplazamos este dato en la fórmula 2.52 obteniendo el burden máximo dos.

Burden máximo del segundo cuadrante

$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_2 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (\text{Ecu. 2.52})$$

Este valor se tiene que corregir sobre la variación de los taladros para obtener el burden práctico dos.

$$B_{P2} = B_2 - E_p \quad (\text{Ecu. 2.53})$$

Espaciamiento entre taladros dos

$$S_2 = \sqrt{2} * (B_{P2} + \frac{S_1}{2}) \quad (\text{Ecu. 2.54})$$

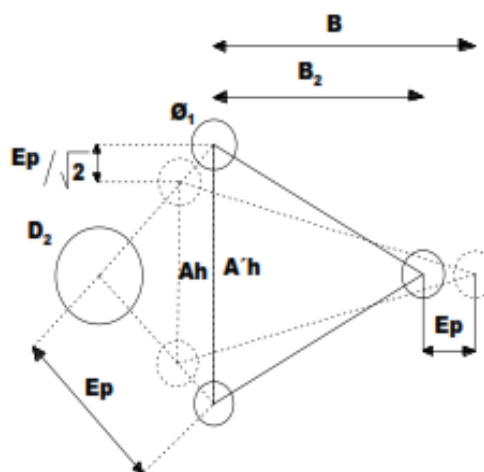


Figura N°. 38: Influencia en la desviación de los taladros

Fuente: Manual de perforación & voladura- López Jimeno (2003)

Existen algunas restricciones en cuanto a “ B_{P2} ” ya que debe satisfacer, la condición:

$$B_2 \leq 2A_h$$

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

$$q_1 = \frac{540 * \phi_1 * c * A_h}{RWS_{ANFO}} \quad (Ecu. 2.55)$$

Si las restricciones de deformación plástica no son apropiadas, generalmente se recomienda seleccionar explosivos de baja resistencia para mejorar la fragmentación. El ángulo de apertura del tambor debe ser inferior a 1,6 radianes (90 °). De lo contrario, el motor de arranque perderá su característica de arranque de 4 partes. Es decir, se ve así::

$$B_{P2} > 0.5 * A_h$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con.

$$B_2 = 0.7 * B_1 \quad (Ecu. 2.56)$$

“La regla general para determinar los números de pieza es la siguiente. La longitud del borde de la última parte" B "es mayor o igual que la raíz cuadrada de la alimentación. El cálculo para el las partes restantes son las mismas que para la segunda parte”. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación

$$T_2 = 10 * \phi_1 \quad (Ecu. 2.57)$$

La carga explosiva por taladro

$$Q_2 = q_2 * (L - T) \quad (Ecu. 2.58)$$

Donde:

q_2 = Cantidad de carga (kg/m)

L = Longitud total del taladro perforado (m)

T= Longitud del taco (m)



- **Calculo de parámetros en el tercer cuadrante**

Abertura rectangular

$$A_3 = \sqrt{2} * \left(B_{P2} + \frac{A_{h2}}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.59})$$

Burden máximo

$$B_3 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (\text{Ecu. 2.60})$$

Burden practico

$$B_{P3} = B_3 - E_P \quad (\text{Ecu. 2.61})$$

El burden practico debe cumplir la relación: $B_{P3} \leq 2 * S_3$

Espaciamento o distancia entre taladros

$$S_3 = \sqrt{2} * \left(B_{P3} + \frac{S_2}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.62})$$

Número de cartuchos por taladro

$$N^\circ = \frac{L - T_1}{L_{\text{Cartucho}}} \quad (\text{Ecu. 2.63})$$

Cantidad de carga explosiva por taladro

$$Q_3 = q_1 * (L - T) \quad (\text{Ecu. 2.64})$$

- **Calculo de parámetros en el cuarto cuadrante**

Abertura rectangular

$$A_4 = \sqrt{2} * \left(B_{P3} + \frac{A_{h3}}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.65})$$

Burden máximo

$$B_4 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_4 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (\text{Ecu. 2.66})$$

Burden practico

$$B_{P4} = B_4 - E_P \quad (\text{Ecu. 2.67})$$

El burden practico debe obedecer la relación: $B_{P4} \leq 2 * S_4$

Espaciamento o distancia entre taladros

$$S_4 = \sqrt{2} * \left(B_{P4} + \frac{S_3}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.68})$$

Número de cartuchos por taladro

$$N^\circ = \frac{L - T_1}{L_{\text{Cartucho}}} \quad (\text{Ecu. 2.69})$$

Cantidad de carga explosiva por taladro

$$Q_4 = q_1 * (L - T) \quad (\text{Ecu. 2.70})$$



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

- **Diseño y cálculo de Arrastres**

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, en este caso la altura del banco es la profundidad de los taladros, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (Ecu. 2.71)$$

Dónde:

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

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden, se suele tomar igual a 1.

\bar{C} = Constante de roca corregida (kg/m^3)

$\bar{C} = C + 0.05$ para burden = 1.4 m

$\bar{C} = C + 0.07/B$ para burden < 1.4 m

Para las bases se suelen utilizar explosivos más potentes porque los agujeros deben abrirse hacia arriba. Para agujeros es importante tener en cuenta el ángulo de impacto o la inclinación de la “ γ ” requerida por la broca para proporcionar el agujero correcto y aprovechar el siguiente golpe. Este ángulo depende del equipo de perforación disponible y de la profundidad del pozo cuyo propósito es evitar el cierre del túnel. Para un escalón de frente de 2,3 m es suficiente un ángulo de 3° , correspondiente a 5 cm / m, pero lógicamente depende de las características del dispositivo y permite excavar la siguiente parte del túnel.

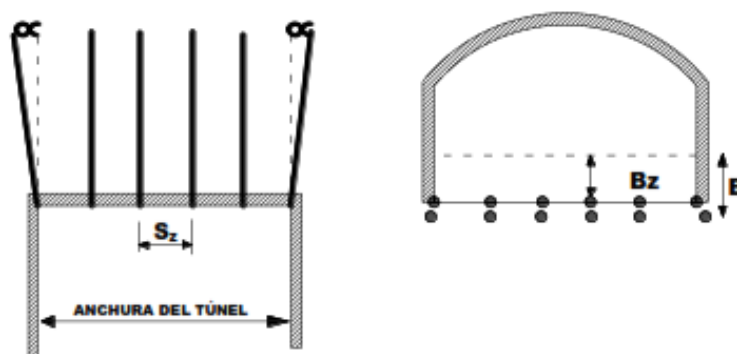


Figura N°. 39: Diseño o geometría de los taladros de arrastre

Fuente: Manual de perforación & voladura- López Jimeno (2003)

El número de taladros de arrastre está dado por:

$$N^{\circ}_{tal} = \left(\frac{AT + 2 * L * \text{sen}\gamma}{B} + 2 \right) \quad (\text{Ecu. 2.72})$$

Donde:

AT= Ancho de la galería (m)

L= Longitud del taladro (m)

γ = Ángulo de taladros de contorno

Debido a la dificultad de romper la roca en esquinas, se calculan dos espaciados

Espaciamiento de los taladros del centro:

$$S_{zc} = \frac{AT + 2L * \text{sen}\gamma}{N^{\circ}_{tal} - 1} \quad (\text{Ecu. 2.73})$$

Espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S_{zR} = S_{zc} - L * \text{sen}(\gamma) \quad (\text{Ecu. 2.74})$$

El burden práctico de arrastre o zapata a partir de:

$$B_{zP} = B - L * \text{sen}(\gamma) - Ep \quad (\text{Ecu. 2.75})$$

La longitud de carga de fondo (L_f):

$$L_f = 1.25 * B_z \quad (\text{Ecu. 2.76})$$

La longitud de carga de columna (L_c)

$$L_c = L - L_f - 10 * \phi_1 \quad (\text{Ecu. 2.77})$$

La concentración de carga de la columna (q) se puede reducir a la concentración del fondo al 70%. Sin embargo, por razones de tiempo de preparación, a menudo se utiliza la misma concentración.. El retacado se fija en “ $T=10x\phi_1$ ” La condición que se debe de cumplir es: “ $B \leq 0,6 L$ ”.

Taco para arrastre

$$T_2 = 10 * \phi_1 \quad (\text{Ecu. 2.78})$$

Cálculo de cantidad de cartuchos para el arrastre

$$N^{\circ}_{cart} = \frac{(L - T) * (q_c + q_f)}{\text{peso de cartucho}} \quad (\text{Ecu. 2.79})$$

- **Calculo de núcleo o destrozas**

El cálculo del patrón de corte es el mismo que se utilizó para el orificio de remolque, pero solo se aplican los valores con diferentes factores fijos y relaciones de batalla / carga.. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Tabla N°. 28: Método para calcular el esquema de los taladros de destroza

Dirección Taladros	Salida de los Taladros	Factor de Fijacion "f"	de Relación S/B
Hacia arriba	y	1.45	1.25
horizontalmente		1.20	1.25
Hacia abajo			

Fuente: (López Jimeno, 2003)

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

- **Calculo de parámetros de techo de la labor y contornos**

De presentarse que en la excavación no se precisa una voladura de contorno o de recorte, los esquemas se hallaran de acuerdo con lo indicado para los taladros de zapatera o arrastres con los siguientes valores. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Factor de fijación..... f = 1.2

Relación S/B..... S/B = 1.25

En el caso de hastiales y techo de la labor se debe realizar voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se calcula con la siguiente relación:

$$S_c = K * \emptyset_1 \quad (Ecu. 2.80)$$

Donde:

K = Constante varía entre [15 y 16]

\emptyset_1 = Diámetro de taladro (m)

S/B = La relación debe ser de 0,5 a 0,8

La acumulación lineal de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación, para taladros con un diámetro inferior a los 150 mm, se empleó la ecuación.

$$q_{lc} = 90 * \emptyset_1^2 \quad (Ecu. 2.81)$$

Donde:

\emptyset_1 = Diámetro de taladro (m).

Evalúanos el rango de explosivos disponibles y se emplea el indicado.

Concentración de la carga de columna:

$$q_c = 0.50 * q_f \quad (Ecu. 2.82)$$

Donde “ q_f ” es la concentración de carga de fondo.

- **Calculo de contorno de techo**

Determinación del burden para los taladros de techo:

$$B_c = \frac{S_c}{0.8} \quad (Ecu. 2.83)$$

$$B_{pc} = B_c - L * \text{sen}(\gamma) - E_p \quad (Ecu. 2.84)$$

Donde:

L = Longitud total de perforación (m)

E_p = Error de perforación

S_c = Espaciamiento entre taladros (m)

Determinación número total de taladros del techo

$$N_{tal} = \left(\frac{AT + 2 * \text{sen}(\gamma) - E_p}{S_c} + 2 \right) \quad (Ecu. 2.85)$$

Donde:

AT = Ancho de la labor (m)

- **Calculo de contorno de hastiales de la labor**

Distancia disponible para taladros de hastiales del frente

$$AH_{dh} = AH - B_{PZ} - B_{pc} \quad (Ecu. 2.86)$$

Siendo:

AH: Altura de la labor de desarrollo (m)

B_{PZ}: Burden practico arrastre (m)

B_{PC}: Burden practico corona (m)

Burden máximo de hastiales

$$B_h = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (Ecu. 2.87)$$

La dirección de la salida de los taladros de hastiales es hacia abajo y para determinar con constante de la roca corregida.

Burden practico de hastiales

$$B_{Ph} = \frac{B_h - L * \text{sen} \gamma - E_p}{2} \quad (Ecu. 2.88)$$

Cantidad de taladros en los hastiales de la labor

$$N^{\circ}_{Tal} = \frac{AH}{B_h * \left(\frac{S}{B}\right)} + 2 \quad (Ecu. 2.89)$$

Espaciamiento o distancia de los taladros de hastiales

$$S_h = \frac{AH}{N^{\circ}_{tal} - 1} \quad (Ecu. 2.90)$$

Numero de cartuchos del taladro

$$N^{\circ}_{cart} = \frac{L_{tal} - Taco}{Longitud cartucho} \quad (Ecu. 2.91)$$

c. Análisis de Fragmentación de la roca

La determinación del tamaño de partícula para evaluar la distribución de tamaño de las partículas de roca es una operación a escala de laboratorio y su distribución es una muestra de minerales y / o desechos compuestos por partículas mineralizadas de diferentes tamaños. Y las diferentes proporciones de esta fineza se expresan como un porcentaje del peso retenido en un enlace en particular. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Desarrollo del fracturamiento

La fragmentación del macizo rocoso durante la voladura generada por efecto de un explosivo y ante ello una respuesta de la masa rocosa, involucran circunstancias de tiempo como la termodinámica, ondulación de presión, mecánica de rocas y entre otros, en un instante y una complicada fuerza interacción. Esta interacción aún no es del todo detallada, hay múltiples estudios que intentan explicarlo y comprenderlo a mejor detalle, estos estudios son los siguientes. (CHOQUE VELARDE, 2017)

- Estudio de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Estudio de expansión de los gases.
- Estudio de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Estudio de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Estudio de caracterización.
- Estudio de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Estudio de liberación súbita de cargas.
- Estudio de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades

Estos estudios se fundamentan en principios de distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, considerando las ondas de choque en la cara libre, consecuencia de corte y cizallamiento por desplazamiento torsional de taladro a taladro, compresión de gases súbitamente arrimados encima de la roca y posterior a ello la liberación de cargas.

Para (PIÑAS ESTEBAN, 2013), Pocas teorías prueban su valor bajo ciertas condiciones prácticas, pero otras teorías fallan y no se consideran definitivas. Una descripción brevemente aceptada es que el proceso tiene lugar en varias etapas o etapas de desarrollo aproximadamente al mismo tiempo, en un período corto de unos pocos milisegundos, durante el cual tiene lugar una explosión completa del análisis de limitación de carga desde el inicio de la fragmentación. voluntad. Moverse. La cantidad total de material que pasa por estas fases o fases son:

- Generación de ondas de choque y explosión explosiva.
- Transmite ondas de choque a la roca que ha comenzado a agrietarse.
- La producción y expansión de gas a altas y altas temperaturas provoca la fractura y la migración de la roca.



- El movimiento de rocas y materiales triturados para formar montones de escombros y escombros.

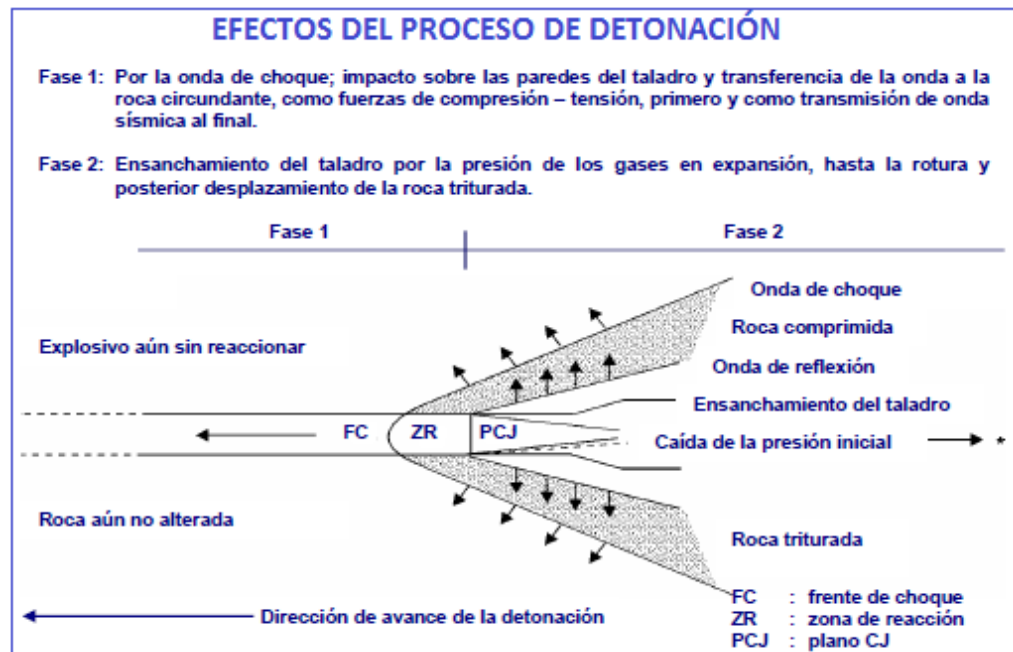


Figura N°. 40: Efectos de procesos de detonación de explosivos

Fuente: (EXSA, 2019)

Casi paralelamente, la expansión del gas liberado se incrusta en las grietas preliminares agrandándolo por obra de cuña y dando origen a otras nuevas, generando como consecuencia el fracturamiento del macizo rocoso.

Cuando la longitud de separación entre el agujero y el plano libre está completamente calculada, la roca deja de funcionar y el gas restante se fragmenta hasta que se reduce su capacidad enfriando la energía y aumentando su volumen. Del material en esta superficie de la actividad generada. En la roca, los escombros caen y se acumulan rápidamente, creando una fuente de escombros.

El modelo de Kuz-Ram

La gran parte de esta información procede de una publicación de Cunningham (1983, 1987). Kuznetsov (1973) desarrolló la correspondencia entre el tamaño medio de los escombros y la energía (carga específica empleada a una explosión por unidad de volumen de roca, según el tipo de roca. Su ecuación es:

Impacto de las mejoras de la fragmentación de rocas en la rentabilidad operativa. $\bar{X} = A * \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}}$ (Ecu. 2.92)

Donde:

- ✓ X= tamaño medio de los fragmentos para parrillas de echaderos (cm) = 8” = 20 cm
- ✓ A = factor de roca (índice de volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.
- ✓ V_0 = volumen de roca (m^3) a romper = Burden x Espaciamiento x longitud taladro
- ✓ Q_e = Masa del explosivo utilizado (kg)
- ✓ RWS_{ANFO} = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO (ANFO=100)
- ✓ Q_T = Masa (kg) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

$$\bar{X} = A * \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115}\right)^{\frac{-19}{30}} \quad (Ecu. 2.93)$$

Si se sabe que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K} \quad (Ecu. 4.94)$$

Donde:

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m^3

$$\bar{X} = A * (K)^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad (Ecu. 4.95)$$

3.3.12. Criterios de Selección de Explosivos

Para elegir el explosivo más adecuado para un uso en particular, es necesario conocer las características de cada tipo de explosivo y confiar en ellas para elegir el tipo de explosivo que mejor se adapta al tipo de aplicación que necesitas.

a. Precio del Explosivo

Según (LÓPEZ JIMENO, 2003), Uno de los criterios decisivos e importantes es el costo de los explosivos. Como regla general, debe elegir explosivos baratos que le permitan realizar un trabajo en particular. El explosivo más barato es el ANFO, y encontramos que el consumo total varía entre el 50 y el 80% según el país.

b. Propiedades y Características de los Explosivos**1. Potencia explosiva**

El término cantidad de energía se refiere a la cantidad de energía contenida en un explosivo. Ésta es una medida del poder y la capacidad de un explosivo para desarrollarse y actuar. La electricidad está clasificada por diferentes fabricantes en función del mismo peso o volumen, y comúnmente se la denomina capacitancia por peso y capacitancia por volumen... (KONYA, 1998)

2. Poder rompedor

El poder destructivo es una propiedad de los explosivos y se refiere a su capacidad para destruir rocas únicamente por la acción de la onda expansiva y la presión del gas (una unidad de fuerza), no por la onda expansiva completa. El poder de corte es un parámetro muy importante para explosivos en aplicaciones sin restricciones o aisladas donde el gas no puede generar alta presión. Esto es para dar forma y cargas direccionales. (BERNAOLA ALONSO, y otros, 2013)

3. Velocidad de detonación

Esta es la velocidad a la que el chorro pasa a través del cilindro de explosión. Los explosivos comerciales oscilan entre 1524 a 7620 m / s. La tasa de detonación es una consideración importante para aplicaciones fuera del pozo, como enlucido y demolición de elementos estructurales. Si se utilizan explosivos dentro del taladro, la velocidad de la explosión es menos importante. La velocidad de explosión tiene menor importancia. Esta se puede utilizar como una herramienta para determinar la eficiencia de la respuesta explosiva en el uso real.. (KONYA, 1998)



4. Presión de detonación

Esta propiedad se logra casi instantáneamente mediante el movimiento de una onda de choque que atraviesa un explosivo. Es una función de la densidad VEO y el cuadrado. Un explosivo disponible comercialmente con una presión explosiva de 500-1500 MPa. Para rocas duras, el uso de explosivos altos facilita la fragmentación debido a la relación directa entre esta variable y el mecanismo de fractura de la roca. (SANCHEZ VILLARREAL, 2012)

5. Densidad

La densidad es una propiedad muy importante de los explosivos industriales. Depende del tipo de ingredientes utilizados en su fabricación., ya que cuanto mayor es la densidad del explosivo, mayor es la concentración de carga para un diámetro de barreno determinado. (BERNAOLA ALONSO, y otros, 2013)

La densidad relativa de los explosivos está comprendida normalmente entre 0,8 y 1,5. Existen algunos explosivos de menor densidad con aplicaciones muy determinadas y cuyo uso implica una baja energía por unidad de volumen con aplicación en voladuras de recorte o bien en algunas aplicaciones muy concretas en voladuras de escollera.

6. Resistencia al agua

Es la capacidad de soportar una exposición prolongada al agua sin perder su explosividad, y esta resistencia al fuego se expresa en función del tiempo. que el explosivo puede estar sumergido en agua y después aun pueda ser detonada manteniendo su potencia, velocidad y simpatía. Varía de acuerdo con la composición del explosivo y generalmente en el caso de dinamitas y gelatinas, está vinculada a mayor proporción de nitroglicerina o aditivos que contengan, estos último son más resistentes. (PIÑAS ESTEBAN, 2013)

7. Calidad de los humos

Los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos resultantes de la reacción de detonación del explosivo entre los que se hallan vapores nitrosos (NOx), vapor de agua, monóxido de carbono (CO) y anhídrido carbónico (CO₂).

Los explosivos industriales poseen una composición tal que las reacciones químicas que se producen generan humos de voladura de



limitado contenido en gases nocivos (CO y NOx), lo que indica que se produce una reacción química completa. (BERNAOLA ALONSO, y otros, 2013)

8. Sensibilidad

La sensibilidad de un explosivo es más o menos la misma que el grado de energía de ignición que se le debe dar al explosivo para desencadenar su ignición y las explosiones posteriores. Se pueden considerar varios aspectos relacionados con la sensibilidad a las explosiones. Algunos afectan la seguridad de la manipulación (fabricación, transporte, uso), mientras que otros afectan el inicio de las voladuras. (BERNAOLA ALONSO, y otros, 2013)

- Sensibilidad al detonador.
- Sensibilidad a la onda explosiva.
- Sensibilidad al choque y al rozamiento

9. Estabilidad Química

La estabilidad química de un explosivo es la capacidad de permanecer químicamente sin cambios a lo largo del tiempo. Si las condiciones de almacenamiento y el período de almacenamiento son perfectos y correctos, la estabilidad está asegurada y el usuario puede obtener un producto completamente seguro y confiable para trabajos de voladura. (BERNAOLA ALONSO, y otros, 2013)

c. Diámetro de Carga

Al emplearse explosivos con velocidades explosivas que varían mucho con el diámetro, como en el caso de ANFO, se debe hacer lo siguiente: Para pozos con un diámetro menor a 50 mm, el costo es mayor, pero se recomiendan los hidrogeles. O dinamitas encartuchadas. La gelatina explosiva todavía se usa en diámetros de taladros pequeños, pero en diámetros medios se ha reemplazado por hidrogeles de encartuchados.

d. Características de las Rocas

“Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a volar conforman el grupo de variables más importantes, no solo por su influencia directa en los resultados de las voladuras, sino además por su interrelación con otras variables de diseño”. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Se clasifican las rocas en:

1. Rocas Masivas Resistentes

En estas formaciones las fracturas y planos de debilidad existentes son muy escasos, por lo que es necesario que el explosivo cree mayor número de superficies nuevas basándose en su energía de tensión “ET”, los explosivos idóneos son pues aquellos con elevada densidad y velocidad de detonación, así como: hidrogeles, emulsiones y explosivos gelatinosos.

2. Rocas muy Fisuradas

los explosivos con un alta “ET” tienen en esos macizos muy poca influencia sobre la fragmentación final, pues cuando se empiezan a desarrollar las grietas radiales, estas se interrumpen rápidamente al ser intersectadas por fracturas preexistentes, por ello interesan explosivos que posean una elevada energía de los gases “EG”, como es el caso del ANFO.

3. Rocas Conformadas por Bloques

En rocas con grandes distancias entre discontinuidades formando masas masivas in situ, o en suelos con grandes radios dentro de una matriz plástica, la fragmentación está dominada principalmente por la forma de la explosión y menos por las propiedades explosivas. En tales casos, se recomiendan explosivos con una relación "ET / EG" equilibrada, como ALANFO o ANFO pesado.

4. Rocas Porosas

Esta piedra tiene una excelente amortiguación y absorción de "ET" que hace todo el trabajo de romper "EG". Además de elegir el explosivo ideal, que es un explosivo rápido de baja densidad como el ANFO, se recomiendan las siguientes medidas para mantener el gas en el taladro el mayor tiempo posible.

- ❖ Controlar el material de retacado y la longitud

- ❖ Dimensionar el burden correctamente
- ❖ Cebiar en fondo
- ❖ Disminuir la presión de taladro, gracias al desacoplamiento de las cargas o adición de materiales inertes (ANFOPS).

e. Volumen de Roca a Fragmentar.

Las dimensiones de excavación que se realizara y eficiencia de trabajo son los patrones que determinan el consumo de explosivo a usar durante las acciones de arranque.

En trabajos de gran dimensión los explosivos pueden llegar a ser reemplazados por granel, debido a que favorecen la carga planeada desde la misma unidad de traslado, se disminuye los costos de traslado y se utiliza de mejor manera en la perforación. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

f. Condiciones atmosféricas

Las temperaturas bajas ambientales intervienen fuertemente los explosivos que contienen nitroglicerina “NG”, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8° C, para solventar este problema se utilizan sustancia como el nitroglicol que hacen que el punto de congelación pase a -20°C.

Las temperaturas altas también dan ocasión a inconvenientes que hacen el manejo de explosivo peligroso como es el caso de la denominada exudación. Con el desarrollo de los hidrogeles, esos riesgos han desaparecido prácticamente, aunque con el frio los encartuchados se hacen más insensibles y se precisa una mayor energía de iniciación. El ANFO tampoco se ve afectado por las bajas temperaturas si el cebado es adecuado, pero en situaciones calurosos es preciso mantener la evaporación del combustible líquido. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

g. Presencia de Agua

Si el ANFO se encuentra en un ambiente con una humedad superior al 10%, ese cambio ocurrirá y evitará la explosión de la mezcla explosiva. En las minas subterráneas, el agua es muy dañina para las estructuras con pendientes negativas como las rampas, por lo que se deben tomar contramedidas. De hecho, se recomienda un soplador de aire para evitar que

las brocas se mojen. Los cartuchos sellados (Emulex, Emulnor, etc.) se recomiendan para explosivos, pero siempre siga las normas, ya que se sabe que tienen altas tasas de explosividad debido a la alta densidad conocida de emulsiones o hidrogeles. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

3.3.13. Explosivos y Accesorios utilizados en la Voladura

a. Explosivos

Son elementos químicos que a empujes externos originan una veloz reacción dando origen a los gases a alta presión y temperatura, estos gases producen ondas de compresión que traspasa el centro adyacente rompiéndolo, a esta transformación se conoce como detonación. (CHOQUE VELARDE, 2017)

b. Explosivos Industriales

Los explosivos químicos industriales se dividen en dos grandes grupos según la velocidad de las ondas de choque.

- ✓ Explosivos rápidos y detonantes: con velocidades entre 2000 y 7000 m/s.
- ✓ Explosivos lentos y deflagrantes: con menos de 2000 m/s.

Dinamitas

En esta clasificación se encuentran mezclas de nitroglicerina, diatomita y otros elementos; dentro de estos elementos se encuentran los siguientes:

Nitroglicerina, dinamita amoniacal de intensa densidad (dinamita extra), dinamita amoniacal de densidad mínima. (CHOQUE VELARDE, 2017)

Emulsiones

Tienen la misma peculiaridad de los hidrogeles, pero aumentan su poder rompedor y el aguante al agua, estas emulsiones son los de más reciente fabricación. estos agentes explosivos son nuevos en el mercado. Es un procedimiento bifásico en forma de una difusión definida de un líquido inmiscible en otro. (CHOQUE VELARDE, 2017)



c. Carmex ensamblado

Carmex fue diseñado y desarrollado como un sistema de arranque seguro y eficiente para el arenado tradicional. El Carmex consta de lo siguiente: cebo común número 8, sección de núcleo de seguridad, conector de núcleo rápido y bloqueo de abrazadera, que es un bloqueo de plástico que asegura el núcleo rápido al conector.. (EXSA S.A., 2019)

d. Mecha o Guía de Seguridad

- Forro de plástico.
- Brea.
- Fibras de algodón, recubre el núcleo
- Núcleo de pólvora negra
- Es un cordón flexible
- Llamada mecha lenta.
- **Combustión:** El tiempo es constante varía en promedio desde 51 a 52 segundos/pie (150 a 200 segundos/metro).
- Transmite una llama al fulminante simple para hacerlo detonar

e. Mecha rápida de Ignición

Es uno de los elementos fundamentales de la voladura. Este componente se utiliza además de un fusible de seguridad de cierta longitud, con un solo gatillo y conector de encendido en ambos extremos. Al conectar el conector se insertan mechas rápidas en las ranuras del conector y se aseguran con sus respectivos clips de plástico incorporados. En esta condición, la mecha rápida está lista para ser activada por una llama de fósforo u otros agentes externos. (EXSA S.A., 2019)

3.4. Definición de Términos

Operación mina

Es el desarrollo de las actividades de minado que forman las operaciones unitarias como ciclo de minado (ventilación, desate rocas, pre-sostenimiento, limpieza, sostenimiento, perforación y voladura), carguío y transporte, relleno, etc. entre las actividades primordiales que deben ser organizadas y planificada de manera apropiada para garantizar

un efectivo ciclo de trabajo y una producción óptima de mineral (tonelaje y ley) de acuerdo a la especificación del diseño de ingeniería y seguridad.

Ingeniería de rocas

La Mecánica de rocas o Geomecánica es un término utilizado para incluir todos los pasos que conducen a la identificación y control de la actividad de las rocas alrededor de la excavación. (CARBAJAL ROJAS, 2008)

Geomecánica

Se centra en el estudio de la cimentación y sus interacciones para resolver los problemas constructivos de este entorno (túneles minas a cielo abierto y subterráneas , centrales eléctricas, etc.), en otras áreas (mecánica de rocas, geología, hidrogeología, hidrogeología, etc.). (JUSCAMAITA RICO, 2012)

Mecánica de Rocas

Ésta es la ciencia aplicada y teórica del comportamiento mecánico de las rocas y el lecho rocoso. Se ve afectado por el campo de fuerza de esos entornos materiales. La aplicación del concepto de mecánica de rocas tiene valor industrial en el sector minero (minería subterránea y a cielo abierto).(JUSCAMAITA RICO, 2012)

Macizo rocoso

Este es un entorno local con varias discontinuidades, como intersecciones, espacios entre capas y otras características estructurales. La presencia de discontinuidad crea propiedades heterogéneas y un comportamiento anisotrópico o discontinuo del lecho rocoso. (JUSCAMAITA RICO, 2012)

Roca intacta

Esta es la masa entre discontinuidades, que indica uniformidad y puede representarse con una mano o una muestra de control utilizada para pruebas de laboratorio.. (CRUZ RAÍREZ, 2004)

PHASES 2

El programa PHASES2 es un software de diseño y análisis para excavación y soporte. Utilizando el método de elementos finitos en el modelado elástico 2D, analizamos las dimensiones clave de la excavación subterránea tanto por encima como por debajo del suelo y analizamos sus necesidades de soporte. El programa se puede aplicar a rocas y suelos y también incluye análisis de situaciones relacionadas con las aguas subterráneas. El criterio de falla general de HoekBronw se puede utilizar para analizar la resistencia de la roca.. (CARBAJAL ROJAS, 2008)



Software DIPS

Es un programa o software diseñado para el análisis interactivo de orientaciones de las discontinuidades basado en datos geológicos. Este programa es un conjunto de herramientas que pueden realizar una variedad de encuestas y está diseñado o preparado tanto para principiantes como para usuarios ocasionales que desean utilizar las herramientas y usuarios avanzados de proyección estereoscópica. Una herramienta avanzada para la evaluación de datos geológicos. (RODRIGUEZ CAYLLAHUA, Guillermo, 2017)

Arranque

“para originar la abertura inicial se dispara los taladros del medio. Por lo frecuente se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto”. (CÁMAC TORRES, 2005)

Burden

El Burden es la longitud que guarda desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al, eje del taladro. También conocido como piedra, o bordo, distancia desde el núcleo del taladro a la cara libre perpendicular al más cercano. (JAY A, 2002)

Corte quemado

Consiste en un conjunto de orificios del mismo diámetro perforados en estrecha proximidad con diferentes minutos o formas, algunos de los cuales no contienen explosivos, por lo que sus huecos actúan como superficies libres. Para manipular agujeros rellenos de explosivos. (PACAHUALA AGUIRRE, 2015)

Combustión

“Es toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lenta”. (EXSA, 2019)

Labores de avance

“Son labores de desarrollo que se ejecutan después de haber comprobado la existencia de un depósito mineral con el objetivo de limitarlo para su extracción”. (CÁCERES NAVARRO, 2017)

Detonación

“Es un proceso físico- químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la forma de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura que adquiere una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante)”. (EXSA, 2019)



Emulex

“una de las emulsiones es el emulex que es característico por su sensibilidad al detonador encartuchado en una cubierta de plástica que sirve como seguridad, potencia, resistencia a agentes de H₂O y de una buena calaña de gases de voladura de dicha industria que la fábrica. EXSA”. (CHOQUE VELARDE, 2017)

Exploración y/o reconocimiento.

“los trabajos de exploración tienen como misión ubicar posibles nuevos yacimientos y evidenciar la continuidad y riqueza de los depósitos de mineral ya encontrados y/o conocidos”. (CÁCERES NAVARRO, 2017)

Espaciamiento

“Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación”. (ROJAS APARCO, y otros, 2017)

Explotación

La explotación es el proceso mediante el cual se extrae el mineral. Las explotaciones en minería pueden catalogarse en dos grupos: subterráneas y a cielo abierto. Existen casos en donde se combinan ambos grupos y se les conoce como explotaciones mixtas. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Explosión

Una explosión es un fenómeno físico que libera energía tan rápidamente que puede considerarse transitorio. La explosión fue un resultado, no una causa. Fue la expansión del gas producido por la explosión. (EXSA S.A., 2019)

Explosivos

Los explosivos son resultados químicos que cubre una potente cantidad de energía, que bajo la operación de un fulminante u otro agente externo reaccionan repentinamente con gran violencia. Estos explosivos son elaborados de distintas potencias, dimensiones y resistencia al agua, según se necesite. (EXSA S.A., 2019)

Factor de carga

El factor de carga es la que determina la cantidad de explosivo que vamos a emplear en un taladro medido en kilos por m³ de roca. Este factor de carga es el guía importante debido a que se suele emplear como un indicador de eficiencia de voladuras. (CHOQUE VELARDE, 2017)



Perforación en breasting

Perforación en dirección horizontal donde la cara libre son ubicados en la parte inferior de la malla de perforación. Es una perforación para la de producción en mineral. (ROJAS APARCO, y otros, 2017)

Labores permanentes o estables

Se trata de actividades mineras que se planifican durante mucho tiempo durante la vida de la mina (rampa, Cx, deriva, bypass, etc.) hasta para lo que necesite. Las obras incluyen el transporte constante de personas y equipos. (PACAHUALA AGUIRRE, 2015)

Labores temporales

Estas operaciones mineras (Ch, reedición, tajo, etc.) se realizan después de su establecimiento, por lo que se mantienen con menos frecuencia y toman menos tiempo que las operaciones permanentes.. (PACAHUALA AGUIRRE, 2015)

Malla de perforación

“Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros”. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Paralelismo.

“El paralelismo en perforación de minería subterránea se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección”. (ROJAS APARCO, y otros, 2017)

Perforación

“La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilindros destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados, taladros, barrenos, hoyos o blast holes”. (EXSA S.A., 2019)

Preparación

“las labores de preparación son trabajos que se elaboran una vez que se ha limitado el depósito. La preparación se elabora siguiendo el método de explotación seleccionado”. (CÁCERES NAVARRO, 2017)

Rendimiento

El rendimiento es el efecto que se obtiene efectivamente, conseguido por cada patron que se realiza en dicha actividad realizada, donde el termino patrón puede hacer mención a un individuo, un equipo, un equipo organizado, y otros. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

Voladura

“La voladura es la actividad de fragmentar un trozo de roca y/o macizo rocoso con el uso de explosivos”. (EXSA S.A, 2009)



Velocidad de detonación

Es la velocidad a la que el explosivo pasa a través del explosivo y, por tanto, es un parámetro que determina la tasa de liberación de energía. Los factores que afectan a la “VOD” son la densidad, el diámetro, la contención, la iniciación y el envejecimiento de la carga explosiva. (LÓPEZ JIMENO, 2003)

3.4.1. Conceptos de Voladuras Deficientes

Frente soplado

El frente soplado es cuando la voladura es deficiente, el orificio de inicio de la alimentación estallará sin romper el lecho de roca o expulsar el material de manera incorrecta, lo que provocará que la superficie salga volando. Los explosivos se liberan del taladro o simplemente se encienden sin detonar realmente. Esto generalmente se debe a una dosificación inadecuada o selección de cargas relacionadas con la dureza de la roca, montaje inadecuado, falta de fuerza de arranque, falta de tapa inoperante o uso de explosivos húmedos como causa. (CHOQUE VELARDE, 2017)

Tiro cortado

Es un tiro que no sale por falla ya que es un tiro que se agota debido a uno de los factores principales como el iniciador, el guía, los explosivos, etc. error y puede que no aparezca en el sitio de trabajo. Por lo tanto, si no se producen disparos, es necesario revisar y controlar la fachada después de la explosión. Por lo tanto, primero limpie la superficie correctamente con agua a alta presión. (CHOQUE VELARDE, 2017)

Taladro confinado

Un taladro confinado se evidencia después de la voladura, en donde el frente se encuentra como si no hubieran perforado es decir que los taladros se aprisionaron hasta el punto de desaparecer. Durante la voladura se apreció la detonación, fragmentación, pero no ocurrió el desplazamiento deseado del macizo rocoso por consiguiente se asume que los taladros están confinados. Este suceso ocurre con mayor frecuencia en taladros de arranque y el resto quedan soplados y en consecuencia se tiene un frente soplado. (CHOQUE VELARDE, 2017)

Taladros anillados

Los taladros anillados son los que en un instante de detonación no lograron romper toda la longitud del taladro, únicamente rompió la distancia de la carga explosiva permaneciendo solo la parte de la cara de la frente intacta como un cascaron de roca y que en la base la roca ha sido fragmentada pero no fraccionado. (CHOQUE VELARDE, 2017)

Tiros prematuros

Los tiros prematuros son cuando en el momento de detonar el frente según la secuencia planeada, uno de los muchos taladros del frente detona antes de los previsto y/o secuenciado, es decir no se realizó el secuenciamiento correcto y por efecto se aprecia un tiro prematuro. (CHOQUE VELARDE, 2017)



CAPÍTULO IV METODOLÓGIA

4.1. Tipo y nivel de Investigación

El estudio incluye modelos descriptivos, descriptivos y correlacionados que detallan el estado actual de los parámetros de perforación y voladura durante el trabajo de desarrollo de la unidad minera SOTRAMI SA

Se considera que los requisitos de tipo, causas y efectos, tipos de mallas, agujeros, rotura excesiva de cajas y consumo excesivo de explosivos son la causa, y el resultado es el próximo objetivo para lograr la voladura. De esta manera, se determina que el diseño es aceptable, lo que asegura el proceso. Trabajo de desarrollo Mejora los estándares de perforación y voladura en desarrollo.

4.2. Diseño de la Investigación

Debido a que la investigación es de carácter aplicativo y descriptivo tomaremos la opción de optar y/o determinar el diseño de malla de perforación y posterior a ello la selección de carga explosiva apropiado para disminuir las incidencias de voladuras defectuosas en el momento de realizar labores de desarrollo mediante la implementación de la geomecánica

El control de estas incidencias se determinará mediante el modelo o tipo de diseño, y coherentemente la cantidad de taladros, longitud de barrenación, tipo de explosivos a utilizar, y la técnica de carguío de taladros.

Las evaluaciones se hicieron en más de 40 guardias tomando en cuenta la geometría nueva de malla de perforación y voladura valorando los parámetros tales como son: el burden, espaciamiento entre taladros, la repartición de taladros, y la cantidad de explosivos utilizados en la galería 2140E del nivel 06 de Cía minera SOTRAMI S.A.



En esta investigación se empleará equipos de mecánica de rocas, así como software como el DIPS, PHASE2, ROCDATA Y AUTOCAD, así mismo se emplearán ábacos geomecánicos y fórmulas matemáticas para los aspectos de voladura, y se tendrá que realizar una comparación con las tablas y valorizaciones haciendo uso de Excel ya existentes para poder contrastar su aprobación

4.3.Población y Muestra

4.3.1.1.Población

En el caso de nuestra investigación la población estará constituida por las labores mineras de zona santa rosa de la Unidad Mina SOTRAMI S. A.

Tabla N°. 29: *Características de la roca intacta*

Parámetros	Valor	Unidad
Tipo de roca	IIB	-
RMR	60 – 80	-
GSI	F/B, F/R, 66	-
Densidad de roca	2.70	g/cm ³

Fuente: Autores de Tesis

4.3.1.2.Muestra.

La muestra en esta investigación estará conformada por labores de desarrollo Galería 2140 E de sección de 2.1 m x 2.2 m de la Cía. Mina SOTRAMI S. A.

4.3.1.3.Procedimiento de la investigación

El procedimiento de la investigación estará en función al cronograma establecido del proyecto de tesis. Así como revisión de los datos, recojo de datos de campo, y sobre todo reporte diario de los precios de perforación y voladura.

a) **Diseño empírico anterior**

Los procedimientos de diseño empírico anterior son los siguientes:

Primera etapa: Recopilación de base de datos de los cuatro meses anteriores

La recopilación de base de datos que se utilizara en el siguiente análisis documental que se registra en la base de datos de la Unidad Minera SOTRAMI S. A.

- Malla de perforación y voladura
- Base de datos del mes anterior: avance por disparo, tipo de explosivo empleado por frente de disparo, número de agujeros, eficiencia de destrucción, etc.

Etapa Segunda: diagrama de indicadores de voladura registradas durante cuatros meses anteriores haciendo uso del método empírico en la Gal. 2140E y son:

- Promedio de avance
- avance por disparo y su factor
- sobre rotura (%)
- Tiempo y consumo de aceros

Etapa Tercera: comparativo del sistema empírico y el algoritmo de Roger Holmberg.

b) Traza Propuesto por Método Sueco de Roger Holmberg:

Etapa Primera: recolección de información

Esta metodología de recopilación de información que se empleara será a través de un informe dadas por las distintas áreas operación mina (planeamiento, perforación y voladura, costos, seguridad entre otros), así como explosivos a utilizar más sus características en las labores de desarrollo de la Unidad Minera SOTRAMI S. A. el análisis documental se desarrollará en:

- Recopilar información
- Se extraerán componentes de análisis e indicadores relacionados a nuestro proceso de investigación.
- Todo este dato será almacenado en una base de datos de nuestras computadoras para el respectivo procesamiento adecuado.

Etapa Segunda: Seguimiento de toma de datos

- **Roca:** Ejecute cada mapa geomorfológico en el campo para calcular RMR, GSI, constantes de roca y pruebe para determinar las propiedades de masa de la roca.
- **Explosivos:** De acuerdo con las especificaciones de la fábrica de explosivos y las declaraciones de campo, las dimensiones reales y la densidad de los explosivos, la gravedad específica de Emulex 80% ANFO y Semexsa 65% WRS es la siguiente: segunda mano.

Etapa Tercera: Geometría de los parámetros de la roca, uso de arranque aplicado, y las características de los explosivos utilizados en dicha unidad.

Etapa Cuarta: Ensayos de voladura de acuerdo a los parámetros diseñado de mallas de perforación y voladura propuesta por el método de Roger Holmberg en la Galería 2140 E del nivel 06.

Etapa Quinta: Medición y análisis de resultados de voladura.

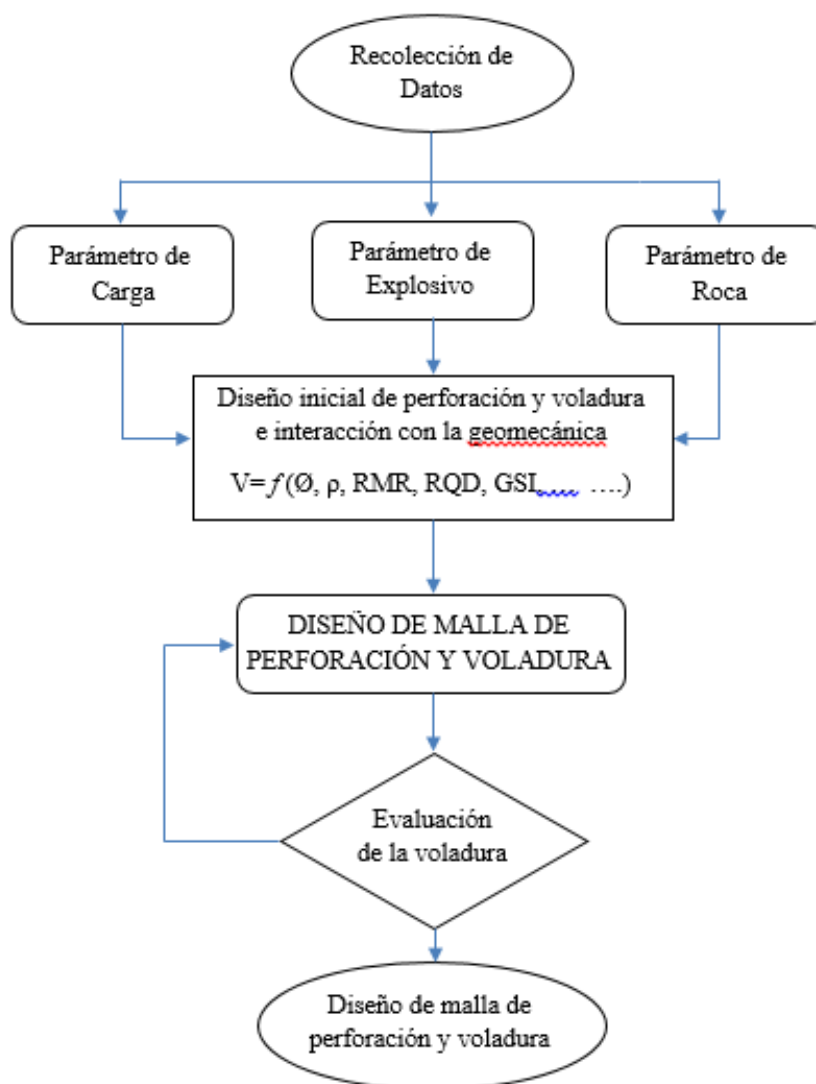


Figura N°. 41: Diagrama de flujo para el diseño de perforación y voladura

Fuente: Autores de Tesis

Procedimiento Experimental

Después de que se hayan recopilado o compilado los datos requeridos en el campo, continuamos trabajando por turnos. Esto proporciona una secuencia de ingeniería estratégica para realizar cada estudio basado en el desempeño. Mejora lineal óptima con seguimiento y fecha.

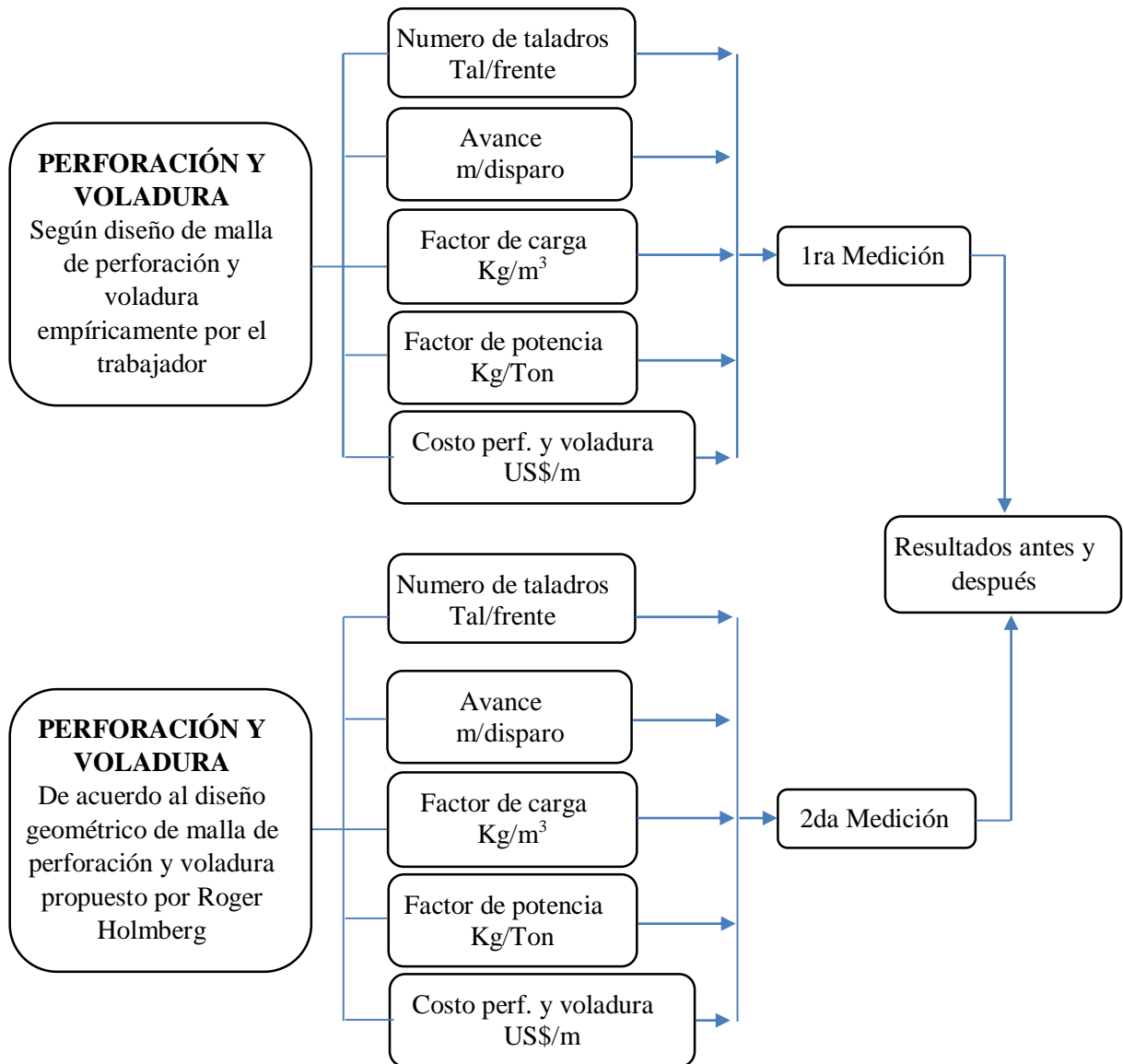


Figura N°. 42: Flujograma del proceso experimental

Fuente: Autores de Tesis

4.4. Procedimiento

4.4.1. Datos para la mejora de Diseño de la Malla de Perforación y Voladura

Los datos para el diseño de la malla de perforación y voladura son:

Nombre del Proyecto: SANTA ROSA -LABOR DE DESARROLLO – Gal. 2140E

Bocamina : Santa Rosa

Nivel : 06

Labor : Gal. 2140E

Ancho de Galería : 2.10 m

Altura de Galería : 2.20 m

Ejecutado por : Job Pumacayo Montoya y John Mayhuire Eccoña

Fecha : 25/10/2019

Litología : Granito

Densidad de roca : 2.70 Kg/m³

Altura litostatica (h) : 186.31 m

Dips : 2°

Dips dirección : 297°

Para evaluar las propiedades mecánicas a través los diversos criterios de falla del macizo rocoso de la Galería 2140E, se determinaron las discontinuidades del mapeo geomecánico de dicha Galería mediante la evaluación de los datos obtenidos en campo (in situ) y del mapeo geológico superficial del afloramiento rocoso. Los parámetros de entrada obtenidos en campo fueron antes mencionados y el procesamiento de datos se hará según Microsoft Excel que a continuación se muestra.



Tabla N°. 30: Discontinuidades del mapeo Geomecánica de la Gal.2140 E de desarrollo

N°	dip	dip direc cion	espaciado (mm)	persist e (m)	terminacio n	apertura(mm)	rugosidad	relleno(t ipo)	meteorizacion	aguas subterran eas
			1. 2000	1. <1	1. otra discontinuid ad	1. cerrado	1. muy rugosa	1. limpia	1. sana	1. seco
			2. 500-2000	2. 1-3	2. roca intacta	2. muy angos < 0.1	2. rugosa	2. oxido	2. ligera	2. humedo
			3. 200-500	3. 3-10	3. continuo	3. muy angos < 0.3		3. panizo	3. rodeada	3. mojado
			4. 60-200	4. 10-20		4. muy angos < 0.10		4. clastos	4. muy meteorizada	4. goteo
			5. 60	5. <20		5. cerrado		5. brecha	5. descompuesta	5. flujo
1	80	320	2	3	1	5	2		5	3
2	47	246	2	3	1	3	2		3	3
3	59	243	2	3	1	1	1		4	3
4	61	350	2	3	1	5	1		4	4
5	29	253	2	3	1	1	2		2	3
6	42	250	4	5	1	1	2		3	3
7	31	265	3	2	1	1	2		3	3
8	30	300	4	3	1	4	1		3	3
9	51	261	1	3	1	5	1		4	3
10	33	250	2	3	1	2	1		2	4
11	50	254	2	3	1	4	1		4	3
12	56	223	2	3	1	2	2		1	3
13	42	218	1	3	1	4	2		1	4
14	40	355	1	3	1	4	2		1	3
15	29	338	4	1	1	1	2		1	3
16	89	303	1	1	1	5	1		4	4
17	85	315	2	1	1	1	1		1	3
18	51	252	1	3	1	2	1		1	3
19	46	355	1	1	2	5	1		4	3
20	35	103	2	4	1	2	2		3	3
21	75	113	1	3	1	2	1		2	4
22	76	105	2	3	1	2	2		1	3
23	85	251	2	3	1	2	1		1	4
24	70	179	3	2	1	1	1		3	3
25	61	104	2	2	1	1	2		3	3
26	82	211	1	3	1	1	1		3	4
27	64	200	2	3	1	1	1		1	4
28	70	110	2	2	1	2	1		1	3
29	81	105	2	2	1	1	1		2	3
30	63	90	3	3	1	2	1		2	4
31	47	101	2	3	1	1	1		4	3
32	91	109	2	3	1	1	2		1	4
33	82	355	2	4	1	2	2		1	4
34	85	312	2	2	1	1	2		2	4
35	71	156	2	3	1	1	1		4	3
			PROMEDIO	PROME	PROMEDIO	PROMEDIO	PROMEDIO		PROMEDIO	PROMEDIO
			2	3	1	2	1		2	3

Fuente: Autores de Tesis


4.4.2. Análisis y Cálculos de Ábacos Geomecánicos

4.4.2.1. Análisis de Datos Mediante Tablas Geomecánicas

Mediante estos datos generamos una tabla geomecánica para esta unidad SOTRAMI S. A la cual será de suma importancia para el cálculo de RMR, Q de Barton y el GSI.

Configuramos nuestra nueva cartilla geomecánica implementada para la minera SOTRAMI S.A. para ello colocamos, el nombre del proyecto, el nivel, la labor, ejecutado por quienes, la fecha de la elaboración, la litología intervenida, y la altura litostática (profundidad del túnel)

Tabla N°. 31: Configuración de datos de la Minera SOTRAMI S.A

	FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI		ESTACION	
			STM-01	
Nombre del Proyecto:	SANTA ROSA -LABOR DE DESARROLLO - 2140E		Litología	Granito
Nivel:	6		Altura litostatica (h)	186.31
Labor:	Gal. 2140E		Re / Sv	18.49
Ejecutado por:	JOB PUMACAYO - JOHN MAYHUIRE			
Fecha:	25/10/2019			

Fuente: Autores de Tesis

Proseguimos con el cálculo del RQD para ello empleamos la formula correspondiente

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

Los datos para la landa (l) son los numero de fracturas por cada metro las cuales fueron tomadas en campo las cuales se resumen en el siguiente cuadro.

Tabla N°. 32: Cálculo del RQD

Parámetros		S1	S2	S3	S4	Promedio
Numero fracturas		10	11	9	8	
Contadas en (m)		1.0	1.0	1.0	1	
Espaciamiento medio(m)	X	0.1	0.09	0.11	0.125	
Fracturas / metro	λ	10	11	9	8	
Numero fracturas/ m ³	Jv	3	4	3	2	
Índice calidad de roca	RQD(%)	73.6	69.9	77.2	80.9	75.40 %

Dónde: $\lambda = 1/\lambda$ entonces **RQD = 100 X e^{-0.1(λ)} (0.1 λ + 1)**

Fuente: Autores de Tesis

Como se muestra en el cuadro anterior se tomaron cuatro muestras donde los RQD correspondientes fueron de 73.6, 69.9, 77.2 y 80.9 la cual lo promediamos generándonos un RQD de 75.4%

Se prosigue con el cálculo del RMR ante ello alimentamos a la tablilla geomecánica generada con los datos registrados en campo.

- En la resistencia de compresión uniaxial consideramos 162 Mpa de tratarse de roca ígnea, Granito (valoración 12)
- En el RQD registramos lo anteriormente calculado así que asignamos 75.40% (valoración 13)

Tabla N°. 33: Análisis de datos para el cálculo del RMR

Sistema RMR										
Parámetros	Valor	Rango								Valor
Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)	162	>250 (15)	x	100-250 (12)		50-100 (7)		25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(10) (4)	12
RQD (%)	75.4	90-100 (20)		75-90 (17)	x	50-75 (13)		25-50 (8)	<25 (3)	13
Espaciamiento de discontinuidades (cm)		>2m (20)	x	0.6-2m (15)		0.2-0.6m (10)		0.06-0.2m (8)	<0.06m (5)	15

Fuente: autores de Tesis

Adicionamos el resto de datos registradas en campo donde configuramos de la siguiente manera

- La persistencia de nuestra muestra registrada tiene una variación de 3 a 10 metro (valoración 2)
- La apertura de la labor muestreada es de muy angostas menores a 0.1mm (valoración 5)
- En la característica de rugosidad se le considera rugosa (valoración 5)
- Las paredes de roca tienen relleno duro menores a 5mm, limpia (valoración 6)
- Alteración ligera (valoración 5)
- La galería con respecto a la presencia de agua se le considera que esta ligeramente mojada (valoración 10)

Tabla N°. 34: Valoraciones de propiedades geomecánicas del macizo rocoso

Valoración de propiedades geomecánicas								
Persistencia	<1m long. (6)		1-3m Long. (4)	X	3-10m (2)	10-20m (1)	>20 m (0)	2
Abertura	Cerrada (6)	X	<0.1mm apert. (5)		0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5mm (0)	5
Rugosidad	Muy rugosa (6)	X	Rugosa (5)		Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo falla (0)	5
Relleno	X Limpia (6)		Duro < 5mm (4)		Duro >5mm (2)	Suave<5mm (1)	Suave>5mm (0)	6
Alteración	Sana (6)	X	Lig. Intemp. (5)		Mod. Intemp. (3)	Muy Intemp. (2)	Descompuesta (0)	5

Fuente: Autores de Tesis

Con las valoraciones registradas proseguimos a sumarlos, de esta manera determinamos el RMR las cuáles nos genera un RMR básico (73) la cual no considera la orientación del buzamiento, RMR corregido (71) que considera la orientación del buzamiento y finalmente el RMR en condiciones secas (78) no se considera la presencia de agua.

Tabla N°. 35: *Calculo RMR básico, corregido y en condiciones secas*

Orientación	Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente e del rumbo			
	Dirección con el buzamiento		Dirección contra el buzamiento							
	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz				
	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°				
	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable			
	0	-2	-5	-10	-12	-5	-10			
Condiciones secas								RMR₈₉ (Basico) =	73	
								RMR₈₉ (Corregido) =	71	
								RMR₈₉ (Condiciones Secas)=	78	
JRC (BARTON BANDIS)				RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
				DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA

Fuente: Autores de Tesis

Realizamos los cálculos correspondientes del sistema Q de Barton para ello configuramos los parámetros siguientes:

- El RQD a considerarse será la que se halló inicialmente de 75.40
- El número de discontinuidades (JN) promedio del análisis es de 2
- El número de rugosidad (JR) está considerada en rugosa a irregular con valor de 3
- El número de alteración (JA) considerado ligero de 1
- El número de aguas subterráneas (JW) está considerado en flujos bajos de 1
- Se considera el factor de reducción de esfuerzos (estado tensional SRF) con una valoración de 2.5

Con estos valores se prosigue a realizar los cálculos para hallar el Q de Barton generándonos un resultado de 113.10

Tabla N°. 36: Tabla sistema de clasificación Q

Parametros		Rango	Valor
RQD %	RQD	75.40%	75.4
Numero de discontinuidades	Jn	3D	2
Numero de rugosidad	Jr	Rugosa e irregular	3
Número de alteración	Ja	Ligero	1
Número de aguas subterráneas	Jw	Flujos bajos	1
Factor de reduccion de esfuerzos (estado tensional)	SRF	Tension elevada	2.5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			Q = 45.24
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja)$			Q' = 113.1

Fuente: Autores de Tesis

Bajo estas condiciones calculado proseguimos a realizar el registro y recopilación de estos resultados en una cartilla.

- El indicador de aguante geológica GSI valorado es de 73, el RMR se le considera en 78-IIB, un Q de 45.24 y GSI de F/R.

Tabla N°. 37: Resumen de cálculos geomecánicos

Cuadro de resumen de calculos geomecánicos										
Q	1000 - 400	400 - 100	100 - 40	40 - 10	10 - 4.0	4.0 - 1.0	1 - 0.1	0.1 - 0.01	0.01 - 0.001	MUY BUENA
Descripción	Excepcionalmente Buena	Extremadamente Buena	Muy Buena	Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre	Extremadamente Pobre	Excepcionalmente Pobre	MUY BUENA
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA						GSI = RMR'(89) - 5			73	
							Valores			Simbolo
TABLA GEOMECAÁNICA (GSI)v							GSI	RMR	Q	GSI
							73	78-IIB	45.24	F/R
OBSERVACIONES							Ninguna			

Fuente: Autores de Tesis

Para el cálculo del GSI nos apoyamos en una cartilla geomecánica generando un resultado $GSI=F/R$



Tabla N°. 38: Tabla Geomecánica para determinar el GSI (índice de resistencia geológica)

COMPAÑÍA MINERA SOTRAMI S.A.					
SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (modificado)					
LABORES MINERAS DE DESARROLLO (2.40-2.10)					
A	SIN SOPORTE-PERNOS OCASIONALES	CONDICIONES SUPERFICIALES			
B	PERNOS SISTEMATICOS 1.50 x 1.50m (Malla o cinta ocasional)				
C	PERNOS SISTEMATICOS 1.20 x 1.20m (Malla o cinta ocasional)				
D	PERNOS SISTEMATICOS 1.00 x 1.00m mas malla de refuerzo obligatoria (SHOTCRETE 5.0cm sin fibra)				
E	PERNOS SISTEMATICOS 1.0 x 1.0m mas SHOTCRETE 5.0 cm con fibra				
F	PERNOS SISTEMATICOS 1.00 x 1.00m mas SHOTCRETE 5.0cm con fibra (CIMBRA O CUADRO DE MADERA)				
		BUENA(MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS (Rc 100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) REGULAR(RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 a 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) MALA(MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 25 a 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA) MUY MALA(BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIMONES, MUY ALTERADA RELENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 a 25 Mpa)(SE INDENTA MAS DE 5 mm).			
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) L/B	(A) LF/R	(A) LF/M (B)	
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADO POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50-75%) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B	(A) F/R (B)	(C) F/M	(D) F/MM
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA PARCIALMENTE DISTURBADA BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	(A) MF/B (B)	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0-25%) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM

Fuente: Autores de Tesis

Finalmente resumimos nuestra tabla y generamos los siguientes resultados

Tabla N°. 39: Nueva Cartilla Geomecánica implementada para la empresa SOTRAMI S.A

 FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI		ESTACION		PARÁMETROS				BONDIC					
		STM-01		σ ₁	σ ₂	σ ₃	σ ₄	σ ₁	σ ₂	σ ₃	σ ₄		
Nombre del Proyecto: NUB LA ROSA - LOMA DE LOS ANGELES - J. 100 Nivel: 2140 Labor: 2140 Ejecutado por: JORGE PARRAGUAY - JORGE MARRASCO Fecha: 22/12/19		Litología: Gránito Área m² Nivelada (N): 158.51 Vol / Br: 62.22		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
SISTEMA RMR PARÁMETROS		RANGO		VALOR				MARKILL SCHMIDT (INDICE DE RESISTENCIA)					
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)		76.42		10 - 15				A - B					
RQD (%)		76.42		10 - 15				A - B					
Espesamiento de discontinuidades (cm)		4.0		10 - 15				A - B					
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		4.0		10 - 15				A - B					
Familia		G1		10 - 15				A - B					
G1		G1		10 - 15				A - B					
G2		G2		10 - 15				A - B					
G3		G3		10 - 15				A - B					
G4		G4		10 - 15				A - B					
Agua y lubricación		No		10 - 15				A - B					
Orientación		No		10 - 15				A - B					
Condiciones de agua		No		10 - 15				A - B					
SISTEMA DE CLASIFICACION Q PARÁMETROS		RANGO		VALOR				SKETCH					
RQD (%)		76.42		10 - 15									
Número de discontinuidades		2		10 - 15									
Número de rugosidad		2		10 - 15									
Número de alteración		2		10 - 15									
Número de agua sustituida		2		10 - 15									
Factor de reducción de resistencia (estado alterado)		0.7		10 - 15									
$Q = (RMR_{adj}) \times (J_r / J_w) \times (J_s / SRP)$ $Q = (76.42) \times (2 / 2) \times (2 / 1)$ $Q = 152.84$		RANGO		VALOR				SKETCH					
RMR = 9 Ln Q + 44		78		10 - 15									
RMR = 9 Ln Q + 44		87		10 - 15									
INDICE DE RESISTENCIA SEDIMENTARIA		78		10 - 15									
TABLA GEOMECANICA (GSI) CONDICIONES		RANGO		VALOR				SKETCH					
GSI		78		10 - 15									
RMR		78 - II B		10 - 15									
Q		45.24		10 - 15									
GSI		:F/R		10 - 15									

Fuente: Autores de Tesis

Tabla nueva cartilla geomecánica implementada para la empresa SOTRAMI

Mediante el cual obtenemos los siguientes resultados.

- GSI :73
- RMR :78 - II B
- Q :45.24
- GSI :F/R

4.4.2.2. Análisis de datos mediante software DIPS 5.0

En seguida se emplea el software DIPS 5.0 para poder conocer y estudiar los aspectos estructurales de las discontinuidades. Se realizó la toma de datos en campo los cuales fueron el buzamiento y rumbo de las discontinuidades, Dips, Dips dirección (galería de desarrollo 2140 SOTRAMI S.A).

El programa DIPS cuenta con una hoja para ingresar los datos del levantamiento geológico (es posible agregar nuevas columnas para ingresar otras características de interés)



Se ingresa el software DIPS, en seguida se abre una ventana vacía sin datos, ante lo cual hacemos clic en la pestaña “FILE” luego en “NEW” en seguida se apertura una nueva ventana.

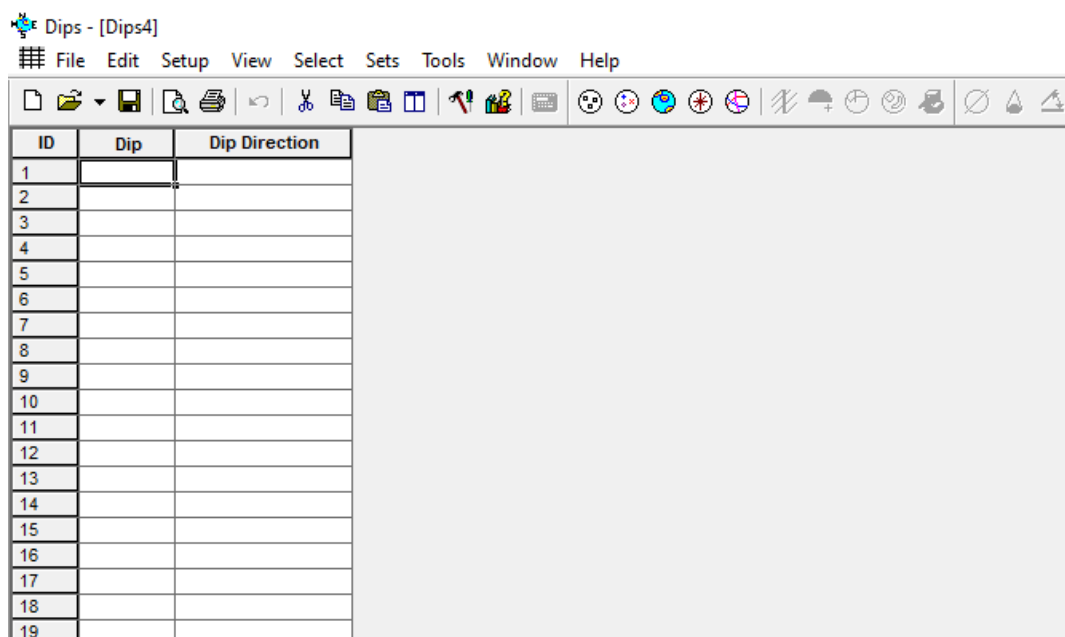
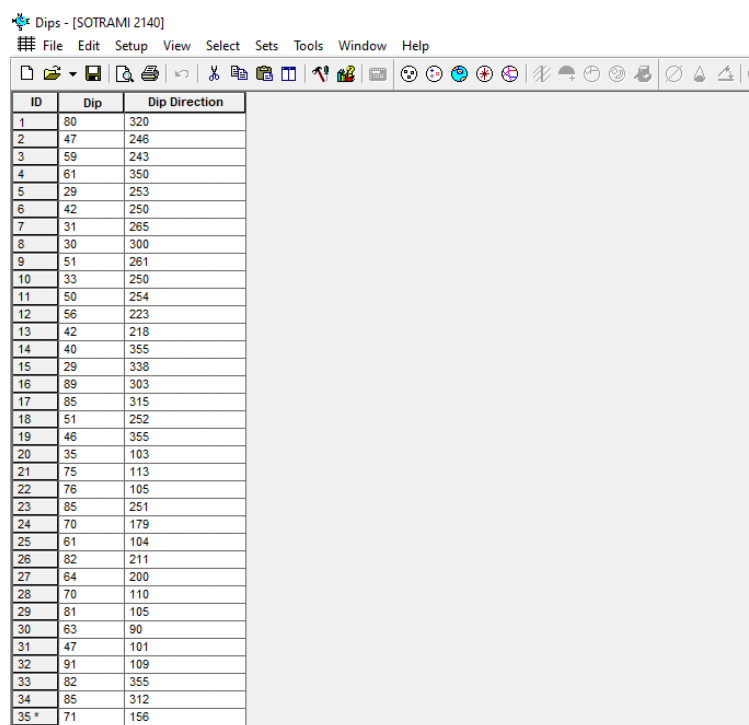


Figura N°. 43: Imagen de creación de nuevo proyecto para importación de datos

Fuente: Autores de Tesis

Se verifica que la nueva ventana presentada presenta dos columnas una Dips y otra Dips dirección ante lo cual insertamos los datos en la columna DIPS los datos de Buzamiento y en el siguiente las direcciones de buzamiento de manera ordenada.



Dips - [SOTRAMI 2140]

File Edit Setup View Select Sets Tools Window Help

ID	Dip	Dip Direction
1	80	320
2	47	246
3	59	243
4	61	350
5	29	253
6	42	250
7	31	285
8	30	300
9	51	261
10	33	250
11	50	254
12	56	223
13	42	218
14	40	355
15	29	338
16	89	303
17	85	315
18	51	252
19	46	355
20	35	103
21	75	113
22	76	105
23	85	251
24	70	179
25	61	104
26	82	211
27	64	200
28	70	110
29	81	105
30	63	90
31	47	101
32	91	109
33	82	355
34	85	312
35 *	71	156

Figura N°. 44: Imagen de creación de nuevo proyecto para importación de datos

Fuente: Autores de Tesis

Se ingresa todos los datos tomados en campo, para este caso se registraron un total de 35 puntos de la labor de desarrollo Gal. 2140E (DIPS y DIPS DIRECCION)

GRAFICA DE DISPERSIÓN POLE PLOT

Luego proseguimos a ingresar en la pestaña *POLE PLOT* donde se importaron la data proporcionada de las discontinuidades en el software DIPS 5.1

Select: View → Pole Plot

El Pole Plot ilustra la orientación de datos, de un solo símbolos del polo pueden representar varias mediciones de unidades de orientación similar

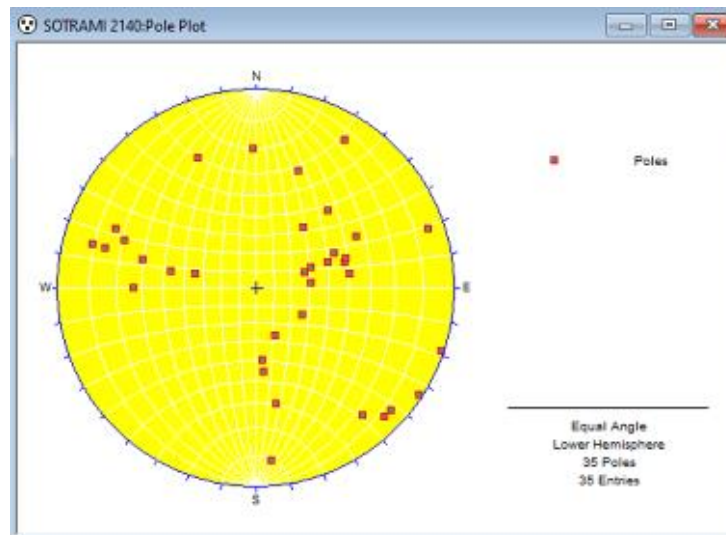


Figura N°. 45: Grafica de polos- pole plot para la Gal. 2140 E

Fuente: Autores de Tesis

Cada polo en un Pole Plot representa un par de datos de orientación en las dos primeras columnas de un archivo Dips, en nuestro caso analizamos 35 polos.

La estereográfica se realiza en el tipo equidistancial, que significa que las distancias son correctas, ángulos falsos (red de SCHMIDT), estas proyecciones sirven para la geología estructural porque se puede trabajar estadísticamente.

GRAFICA DE DISPERSIÓN- SCATTER PLOT

Luego proseguimos a ingresar en la pestaña Scatter Plot donde se importaron la data proporcionada de las discontinuidades en el software DIPS 5.1

Select: View → Scatter Plot

Un Scatter Plot nos permite ver la mejor distribución numérica de estas mediciones, ya que coincide polo a polos muy próximos y las mediciones se agrupan junto con cantidades traza simbólica, para nuestro caso solamente se pudo presenciar 01 polo.

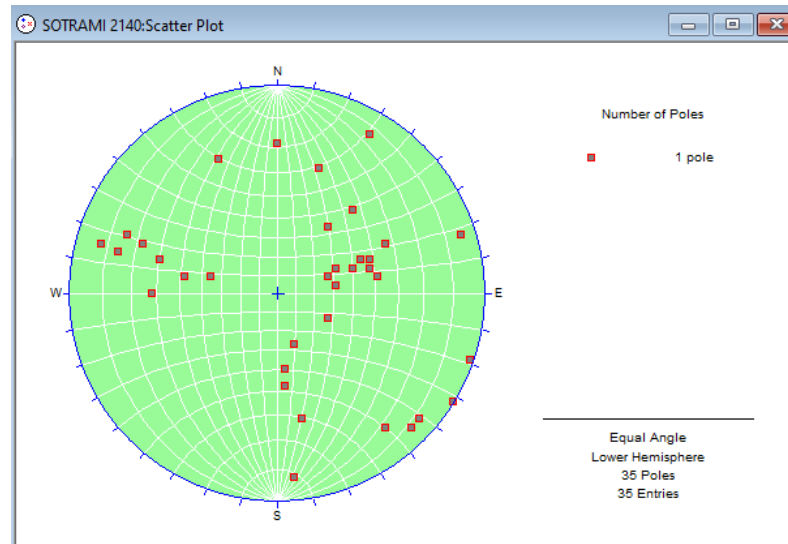


Figura N°. 46: Grafica de dispersión- Scatter plot para la Gal. 2140E

Fuente: Autores de Tesis

GRAFICA DE DISPERSIÓN- CONTOUR PLOT

Luego proseguimos a ingresar en la pestaña CONTOUR PLOT donde se importaron la data proporcionada de las discontinuidades en el software DIPS 5.1

Select: View → CONTOUR PLOT

El Contour Plot muestra claramente la concentración de datos. Se puede observar que existen tres grupos de datos tal como se muestra en la siguiente imagen

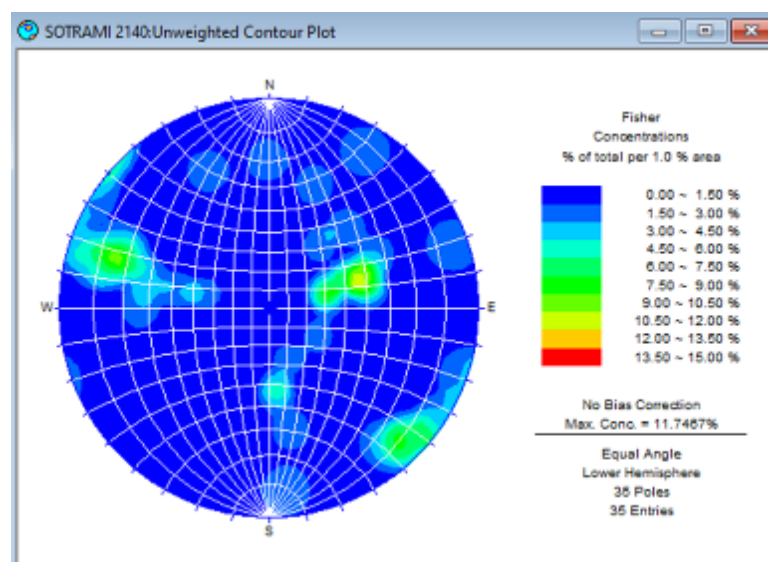


Figura N°. 47: Grafica de contorno- Contour plot para la Gal. 2140 E

Fuente: Autores de Tesis

CREACIÓN DE CONJUNTOS

El conjunto se define en Dips, como una agrupación de datos creada con la opción de la Añadir Conjunto de ventana. Añadir la opción Configurar ventana permite al usuario dibujar ventanas alrededor de racimos de los datos en un stereonet, y obtener algunas orientaciones de datos (polos) en las ventanas.

Vamos a crear nuestro primer Set con el pequeño grupo de datos en el lado derecho de la stereonet.

Select: Sets → Add Set Windows

1. Localizar el cursor en los puntos de mayor concentración y haga clic en el botón izquierdo del mouse. Recuerde que el cursor muestra las coordenadas en la barra de estado.
2. Mueve el mouse en sentido horario, y verá una curvilínea, cuatro caras del set en apertura de la ventana.
3. Mover el cursor y cubrir las concentraciones de cada punto, y haga clic en el botón izquierdo del ratón. Así, verá la ventana de diálogo (realizar tantas veces se verifica una nueva concentración).

En el presente proyecto Se obtienen 03 familias de discontinuidades

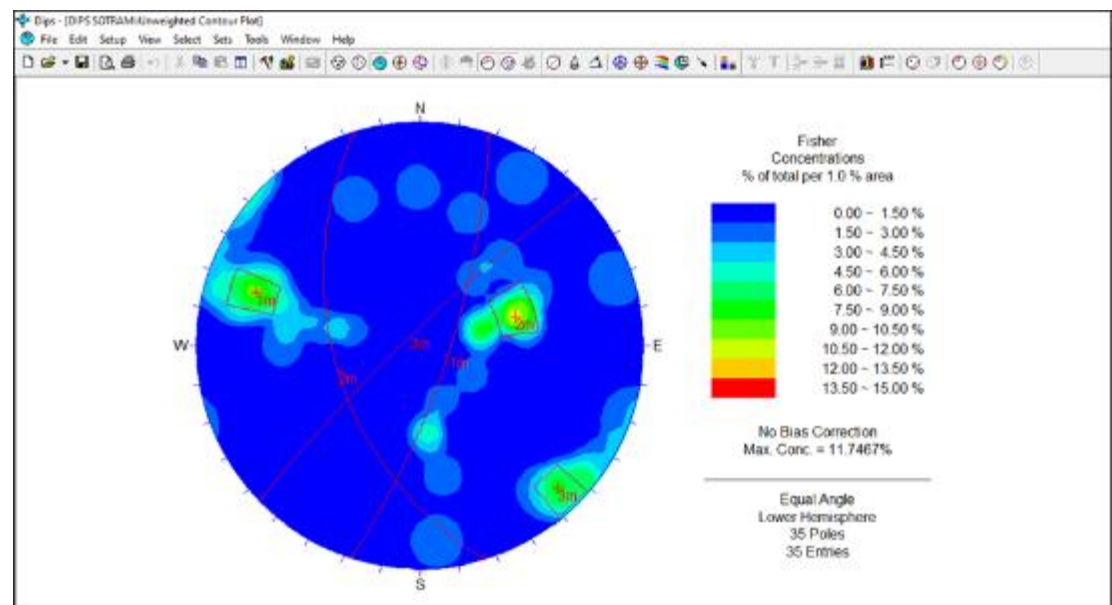


Figura N°. 48: Familias de discontinuidades

Fuente: Autores de Tesis

De acuerdo al análisis de la evaluación correspondiente se obtienen 3 familias de discontinuidades que afectan la zona.

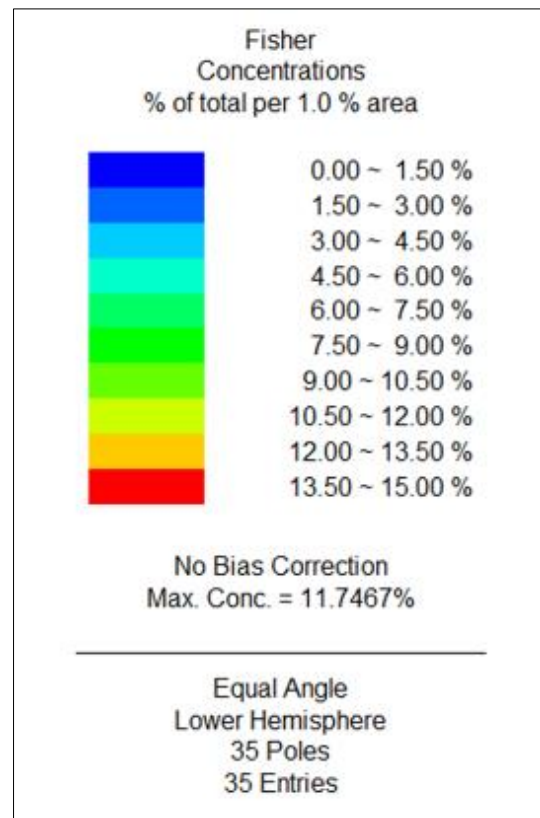


Figura N°. 49: Concentración de discontinuidades

Fuente: Autores de Tesis

ROSETTE PLOT

Se presenta una roseta con la dirección de las principales familias de discontinuidades (donde se presencia dos orientaciones diferentes y Se puede apreciar que no existe un alineamiento).

La roseta plot convencional empieza con un plano horizontal (representado por una línea ecuatorial (exterior) círculo del plot). El histograma radial (con segmentos de arco en lugar de barras) está cubierto en este círculo, que indica la consistencia de esta intersección de los planos horizontal. Los límites de dirección radial (azimut) de los segmentos de arco pertenece rango de strikes del plano o grupo de planos que están representados por el segmento. En otro modo, la roseta es un diagrama radial histograma de densidad de strikes o de la frecuencia.

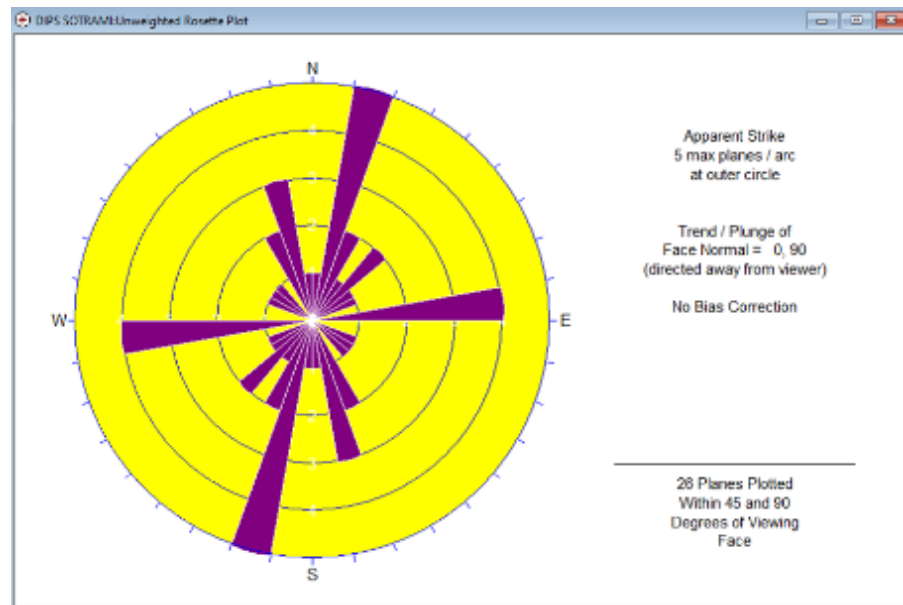


Figura N°. 50: Roseta de la galería principal de SOTRAMI con dirección NE y SW

Fuente: Autores de Tesis

Considerando la dirección de la labor de desarrollo 297 grados un buzamiento de 2% la plasmamos en el software DIPS y podemos notar claramente que nuestra labor está en sentido ortogonal a las familias de discontinuidades lo cual es muy favorable en nuestra zona de estudio ante ello evaluamos minuciosamente.

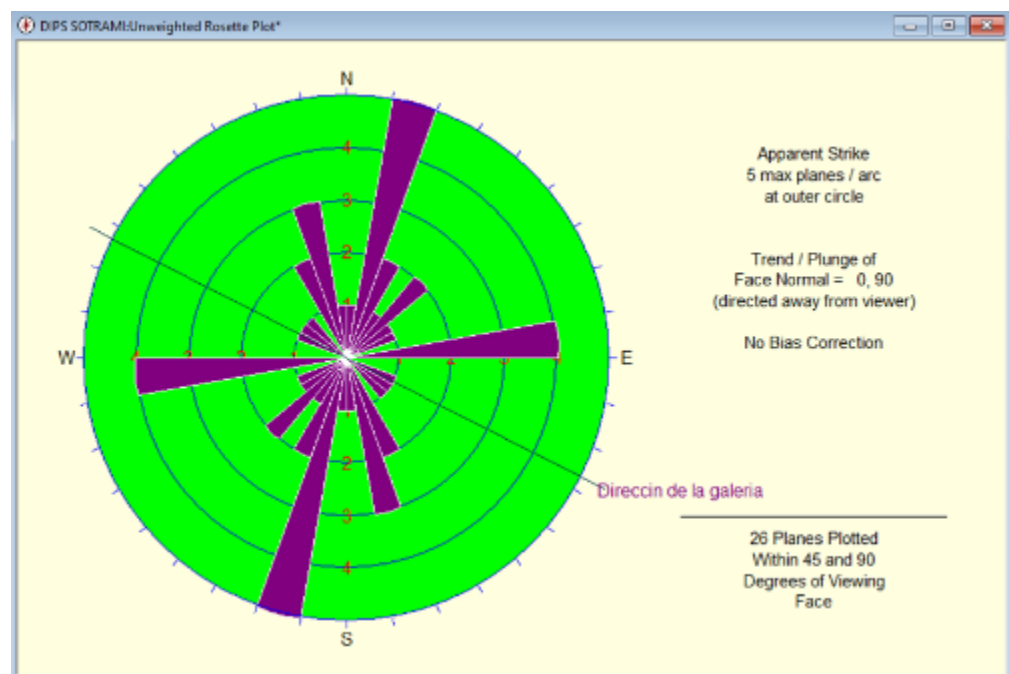


Figura N°. 51: Dirección de la Gal. 2140 E ortogonal a las familias de discontinuidades

Fuente: Autores de Tesis

4.4.2.3. Análisis de Datos Mediante los Criterios de Falla

Realicemos el cálculo de la resistencia para macizo rocoso mediante los diferentes criterios de falla, de la labor de desarrollo Galería 2140E donde los parámetros de entrada obtenidos en campo fueron los siguientes:

- Profundidad del Túnel: 186.31 m
- El tipo de roca: granito
- Resistencia a la compresión uniaxial en laboratorio (testigo promedio $d=3\text{cm}$): 162.38 MPa
- GSI: 64.5
- calidad de voladura ($D=0.5$)
- Cohesión: 25.70 MPa
- Ángulo de Fricción: 35°
- Esfuerzo tangencial (tracción): - 0.50 MPa
- JRC=15; JCS=43 (Granito)
- Peso específico: 2.70 Ton/m³ (0.02700 MN/m³)

Estos datos se procesarán en los siguientes principios:

- Criterio de falla de hoek-brown.
- Criterio de falla de mohr-coulomb.
- Criterio de falla de Barton bandis.

El cálculo de las resistencias se hallará para la Gal. 2140E de desarrollo de la minera SOTRAMI, de los cuales se obtuvo los datos mediante ensayos la cual utilizaremos el software ROCDATA.


a. Criterio Hoek-Brown para Gal. 2140E de desarrollo

Para el análisis del criterio de falla conforme el método de Hoek & Brown, se requieren como principios de entrada los siguientes:

- La resistencia de la roca intacta (αci)
- Índice GSI
- Constante de la roca intacta (mi)
- Grado de Alteración de la roca (D)

Índice de resistencia geológica (GSI)

Se inicia con el cálculo del GSI, ante ello empleamos el software ROCDATA

 RocData, ingresamos al programa y no presenta una pestaña para poder realizar los cálculos correspondientes.

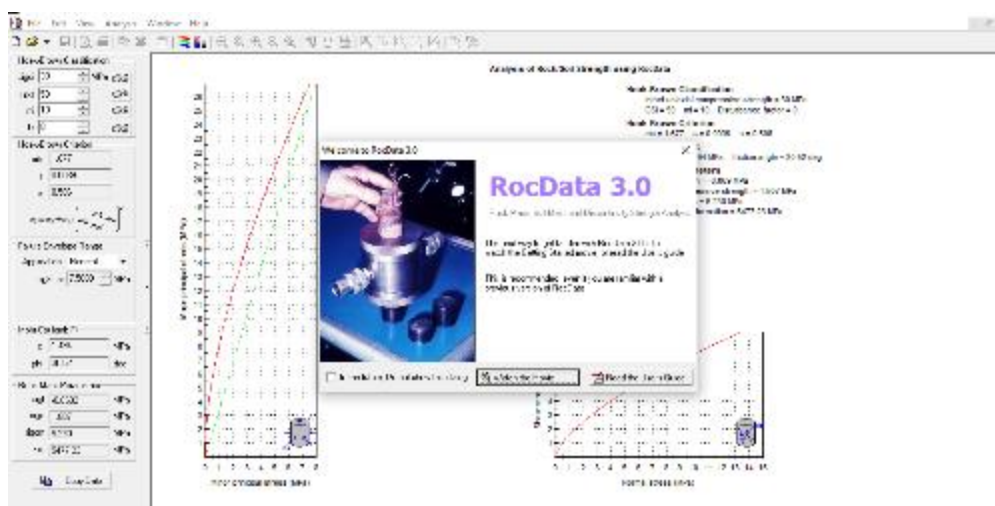


Figura N°. 52: Pestaña principal del Roc data

Fuente: Autores de Tesis

Realizamos la correspondiente programación para ello ingresamos a la pestaña *PICK FROM GSI TABLE* la cual despegará una serie de ítems, luego seleccionamos con un clic la cual nos abrirá una nueva ventana en la podremos hallar los datos correspondientes del GSI

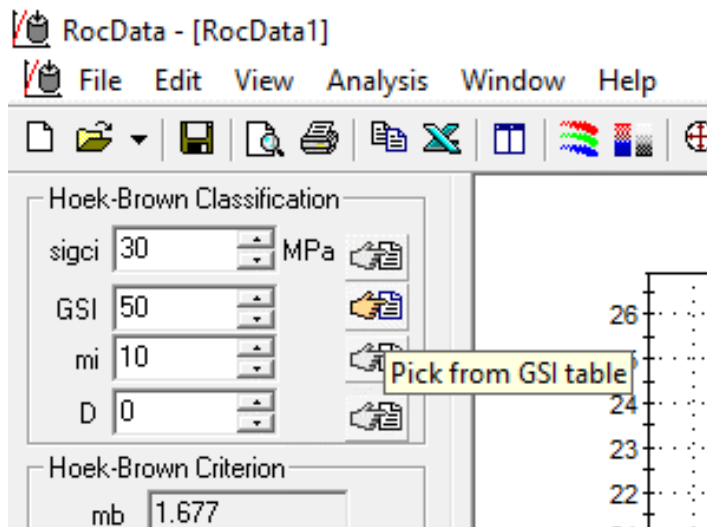


Figura N°. 53: Modelo de despliegue del PICK FROM GSI TABLE

Fuente: Autores de Tesis

Se apertura una nueva ventana la cual configuramos de acuerdo a nuestros datos obtenidos en campos (MINERA SOTRAMI 2140) y seleccionamos las características presentadas y aceptamos la configuración con OK.







Rock Type: <input type="text" value="General"/> <input type="button" value="OK"/>		SURFACE CONDITIONS									
		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR					
GSI Selection: <input type="text" value="64"/>		DECREASING SURFACE QUALITY →									
STRUCTURE		DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓									
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities						90	80		N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets							70	60		
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets								50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity									40	
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces										30
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes					20					
						10					
		N/A	N/A								

Figura N°. 54: cálculo para hallar el GSI

Fuente: Autores de la Tesis

Se obtuvo un valor de GSI de 64.5, el cual permite determinar la clasificación geomecánica RMR del macizo, y de esta manera, evaluar la calidad de la masa rocosa.

Si el GSI es 64.5, entonces de la relación GSI y RMR, se tiene:

$$GSI = RMR89 - 5$$

$$RMR89 = GSI + 5$$

$$RMR89 = 69.5$$

(Condiciones secas)

Dado que la roca que envuelve el túnel se encuentra en condiciones húmedas, se tiene que:

$$RMR89 = RMR89 - 15 + 7 = 61.5 \text{ (Condiciones mojado)}$$

Resistencia de la Roca Intacta

Según el ensayo de laboratorio de carga puntual, la resistencia a la compresión de la muestra es de 162.38 (MPa). Por lo tanto, se requiere determinar la resistencia para un testigo de 5 cm que representa la resistencia de la roca intacta. La conversión se realiza aplicando la siguiente formula:

$$\sigma_{ci} = \frac{\sigma_{cd}}{(50/d)^{0.18}}$$

Donde:

- σ_{ci} : Resistencia de la roca intacta o la resistencia de un testigo de 5(cm) de espesor y 10(cm) de longitud.
- σ_{cd} : Resistencia de una muestra de roca de un diámetro menor al de 5 (cm).
- d : diámetro del testigo en (mm).

De esta manera, se consigue la resistencia a la compresión de la roca intacta:

$$\sigma_{ci} = \frac{162.38}{(50/30)^{0.18}} = 148.12 \text{ Mpa}$$

De acuerdo al parámetro RMR se clasifica la calidad de la roca como regular (tipo II-buena, según Bieniawski). Además, para evaluar la resistencia de la roca se dispone el vínculo entre la resistencia de la roca a la compresión (UCS) y el esfuerzo aplicado de manera vertical (S_v) de la roca a nivel de la galería (h , es la altura litostática en metros):

$$UCS = 148.12 \text{ (Mpa)}$$

$$S_v = 0.027h = 0.027 * 186.31 = 5.0303 \text{ (Mpa)}$$

Según esto, se obtiene:

$$\frac{UCS}{S_v} = 29.446$$

Tabla N°. 40: Resistencia de la Roca

Resistencia de la roca	
Poco competente	$UCS/S_v \leq 8$
Competencia Intermedia	$8 < UCS/S_v \leq 15$
Competencia Alta	$UCS/S_v > 15$

Fuente: Autores de Tesis

Según la tabla anterior y el parámetro obtenido (UCS/ s_v) se puede inferir que se trata de una roca muy competente.

Según la clasificación del índice CGI se tiene que para un índice ($CGI=64.5$) y una calidad que se encuentra en el límite de regular y



mala (o poco competente), según la clasificación de RMR de Bieniawski y por resistencia de la roca, ésta se debería encontrar fracturado en bloques (BLOCKY) tal como se define en la siguiente Tabla.

Tabla N°. 41: Índice de esfuerzo geológico

INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOKK & MARINOS, 2000)		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.		MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
		Superficie muy rugosas, no meteorizadas, frescas	Superficie rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro	Superficie lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos compactos.	Superficie con espejos de falla, alto grado de meteorizacion y rellenos de arcillas suaves.
ESTRUCTURA	DECRETE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE	DECRETE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES				
INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas In-situ, rocas con discontinuidades amollas y espaciadas	90	80	70	60	N/A	N/A
FRACTURADA Macizo rocos con bloques enclavados, bloques cubicos formados tres intersecciones de sistemas de dicontinuidades	80	70	60	50	40	30
MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por la interseccion de 4 o mas sistemas	70	60	50	40	30	20
FRACTURADA/PERTURBADA/SOROIDA Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la interseccion de varios sistemas de dicontinuidades. Persistencia de los planos de estratificacion	60	50	40	30	20	10
DISGREGADO Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados	50	40	30	20	10	
LAMINADA/FOLIADA Se carece de bloques debido al debil material en los planos de esquistocidad y cizalla	N/A	N/A				

Fuente: Autores de Tesis

Constante de Roca Intacta (mi)

La constante “mi” depende del tipo de roca y su textura. Debido a que la zona de trabajo está constituida por Granitos, la cual es una roca Ígnea intrusiva, entonces según el Cuadro siguiente le corresponde un $mi = 33$

Tabla N°. 42: Constante de roca intacta m_i

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásticas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
	No Clásticas	Orgánicas	←----- Grauwaca -----> (18)			
			←----- Creta -----> 7			
		Carbonatos	←----- Carbón -----> (8 - 21)			
			Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8	
Químicas	Yeso 16	Anhidrita 13				
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 - 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33		Riolita (16)	Obsidiana (19)
		Oscuras	Granodiorita (30)		Dacita (17)	
				Diorita (28)		Andesita 19
			Gabbro 27	Dolerita (19)	Basalto (17)	
			Norita 22			
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

Fuente. Centro Geotécnico Internacional

Factor del Grado de Alteración (d)

La roca presente de la galería 2140E, es considerada regular, pero según sus condiciones se encuentra ligeramente fracturada, por ello el factor de grado de alteración (factor de disturbancia) presente es $D = 0.5$.

Para el cálculo del factor de disturbancia empleamos el software Roc Data donde ingresamos en la pestaña PICK FROM D TABLE la cual la desplegamos, enseguida nos apertura una nueva ventana donde podremos realizar nuestro análisis.

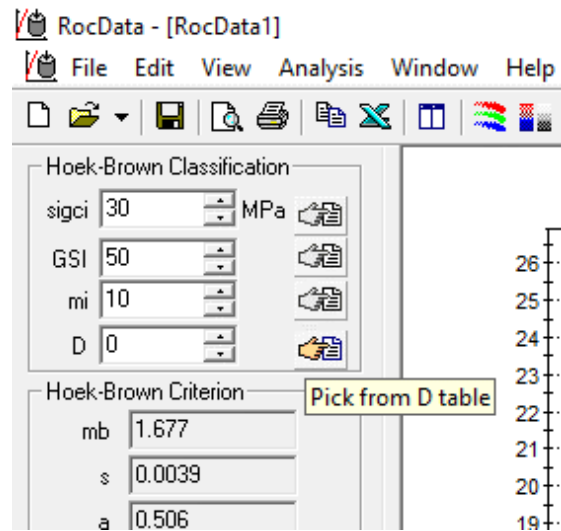


Figura N°. 55: Despliegue de pestaña PICK FROM D TABLE

Fuente: Autores de Tesis

Según el cuadro presentado analizamos nuestra galería de desarrollo 2140 y asignamos la disturbancia $D=0.5$ por las condiciones que se presentan en SOTRAMI

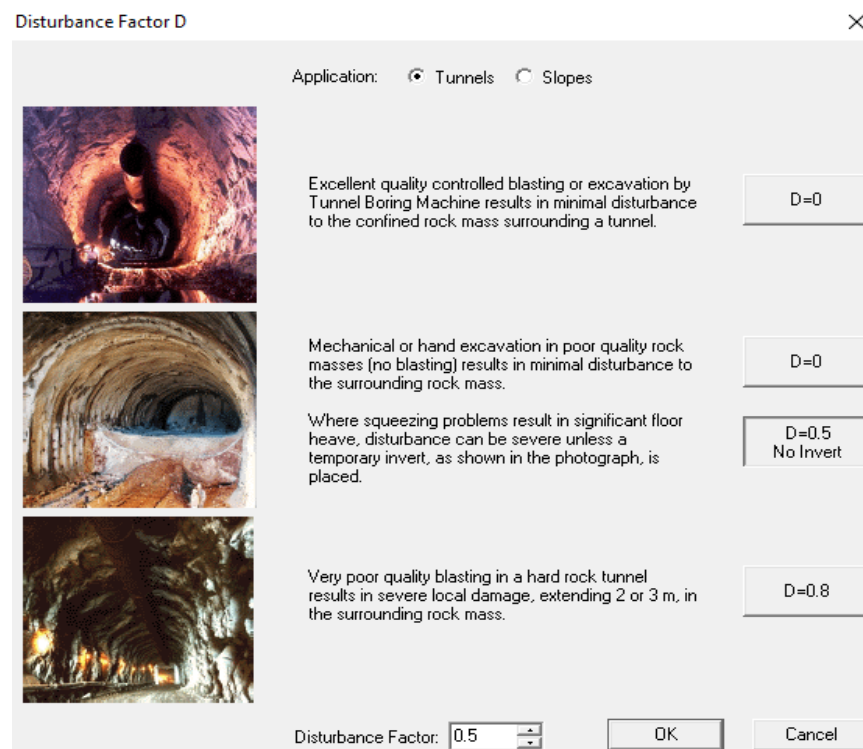


Figura N°. 56: Factor de disturbancia en túneles

Fuente: Autores de Tesis

Una vez definidos los parámetros de entrada, se procede a determinar los factores propios del criterio de falla De Hoek & Brown:

$$mb = mi * e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14*D}\right)}$$

$$mb = 33 * e^{\left(\frac{64.5-100}{28-14*0.5}\right)}$$

$$mb = 6.086$$

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3*D}\right)}$$

$$s = e^{\left(\frac{64.5-100}{9-3*0.5}\right)}$$

$$s = 0.008797$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} * \left(e^{\frac{-GSI}{15}} - e^{\frac{-20}{3}} \right)$$

$$a = 0.502$$

Determinación de los Esfuerzos Principales

Una vez determinados los factores que se involucran en la ecuación general de esfuerzos principales de Hoek & Brown, se procede a graficar la curva de esfuerzos.

Ecuación general:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci}' * \left(mb * \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}'} + s \right)^a$$

En la siguiente figura se muestra el esquema de la gráfica de esfuerzos y su significado

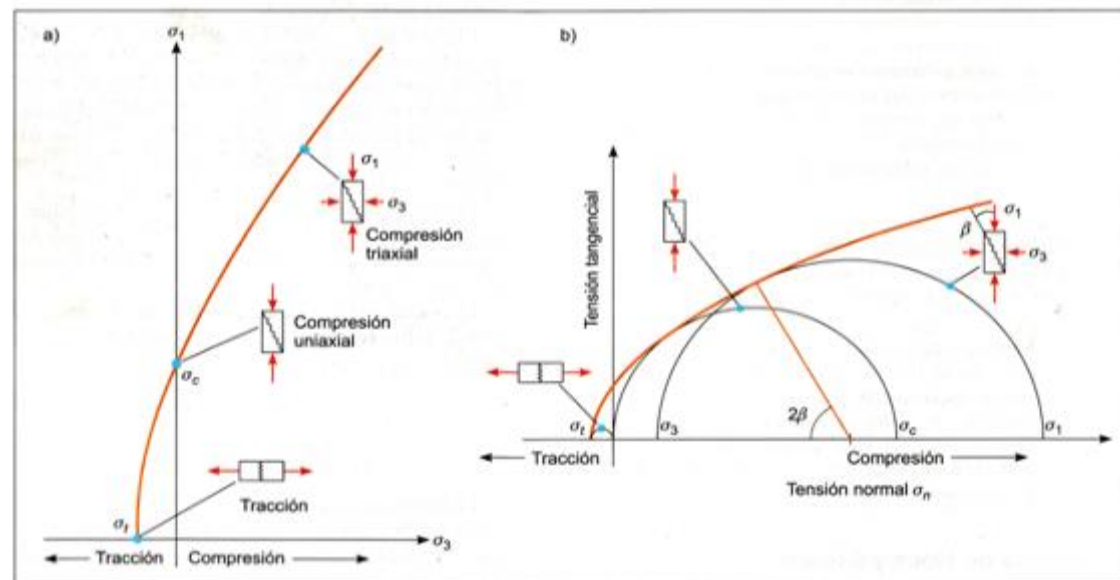


Figura N°. 57: Gráfica de Esfuerzos Principales en la falla según Hoek & Brown

Fuente: (RODRIGUEZ CAYLLAHUA, Guillermo, 2017)

Con los datos de entrada obtenida empezamos a procesarlo en el software Roc data para poder interpretar su comportamiento respectivo

Abrimos el software Rock data y nos muestra la ventana principal la cual configuraremos con los datos de entrada calculados con las correspondientes formulas.

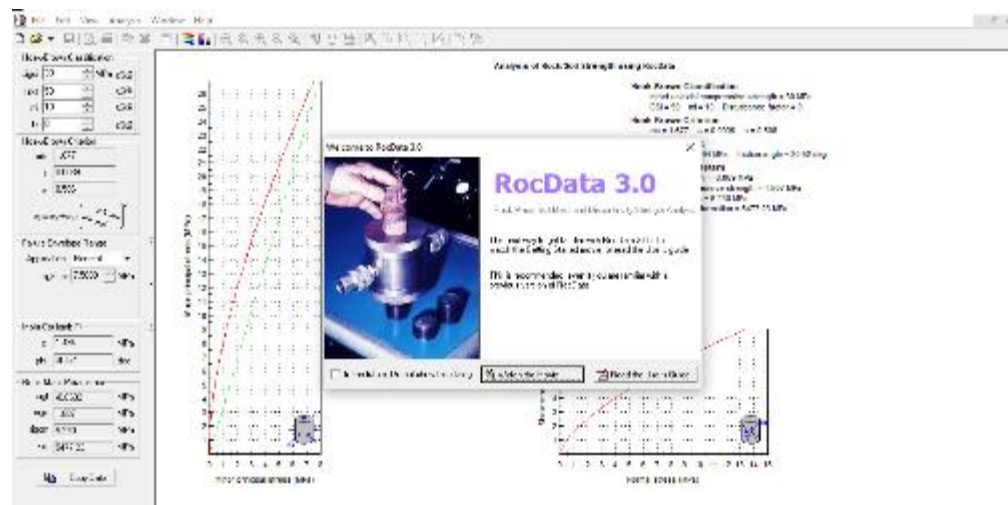


Figura N°. 58: Ventana principal del software RocData para los cálculos

Fuente: Autores de Tesis

Realizamos la configuración para realizar los cálculos mediante el criterio de falla de Koek-brown para ello desplegamos la pestaña ANALYSIS la cual nos muestra una serie de opciones donde elegimos el ítem PROJECT SETTINGS la cual abrirá una nueva ventana

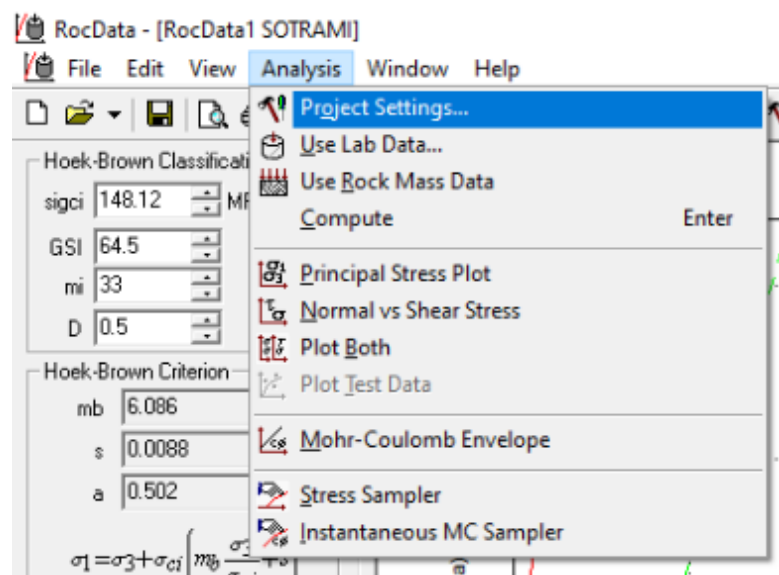


Figura N°. 59: configuración del PROJECT SETTINGS del RocData

Fuente: Autores de Tesis

Realizamos la configuración respectiva en esta nueva ventana, primeramente, asignamos un nuevo título en TITLE y nombramos (galería 2140 SOTRAMI), enseguida seleccionamos el tipo de criterio de falla con la que trabajaremos,

para nuestro caso seleccionamos el modelo HOEK-BROWN y aceptamos con OK

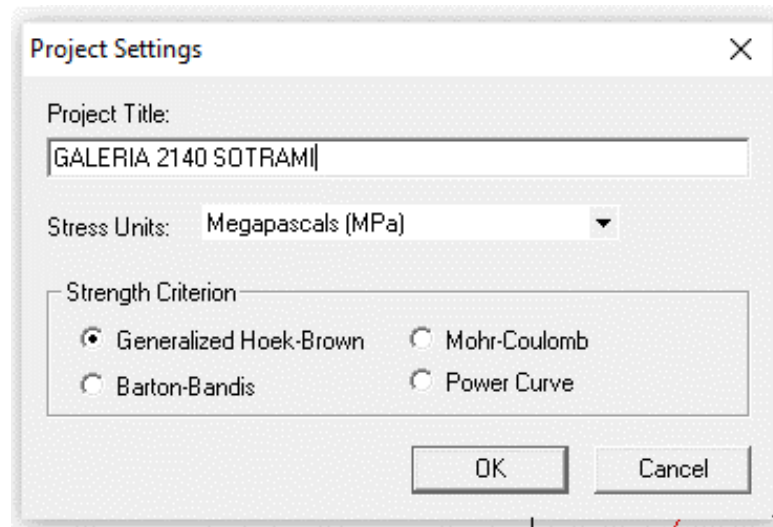
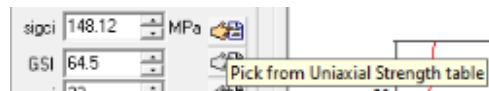


Figura N°. 60: Configuración del criterio de falla a utilizar

Fuente: Autores de la Tesis

Seguidamente se prosigue a realizar las siguientes configuraciones y se adjuntan los datos iniciales obtenidos en las pestañas siguientes:



Seleccionamos en *pick from uniaxial strength table* y colocamos 148.12 MPA

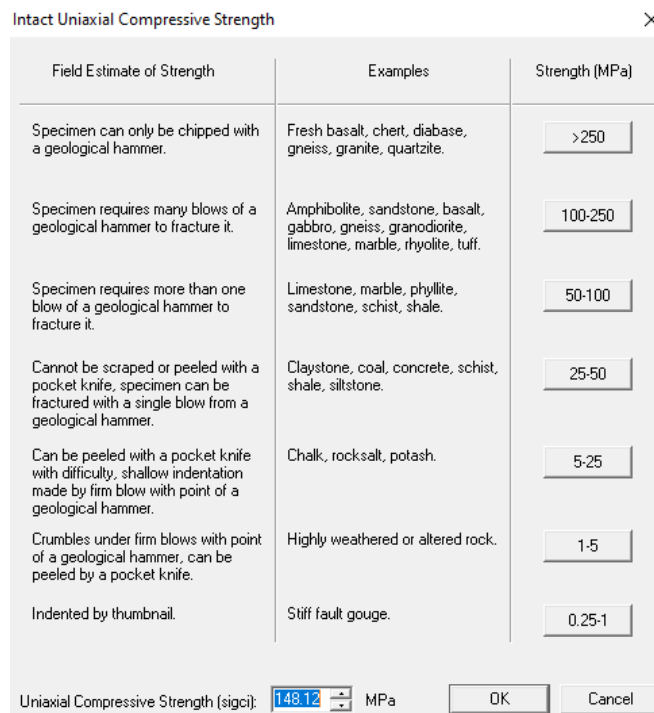


Figura N°. 61: Cálculo de compresión uniaxial de la roca

Fuente: Autores de Tesis

Seleccionamos el PICK FROM GSI TABLE para realizar las configuraciones del GSI



Configuramos la tabla del GSI de la roca granito y en la condición de superficie seleccionamos GOOD es decir bueno, y en la estructura seleccionamos en bloques lo cual no genera un GSI de 64.5

Pick GSI Value

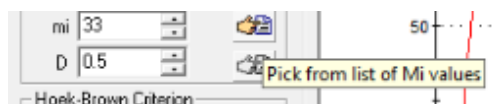
Rock Type: <input type="text" value="General"/>	SURFACE CONDITIONS				
	VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
GSI Selection: <input type="text" value="64"/> <input type="button" value="OK"/>					
STRUCTURE	DECREASING SURFACE QUALITY →				
INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes					10
	N/A	N/A			

↑ DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓

Figura N°. 62: Configuración del GSI

Fuente: Autores de la Tesis

Proseguimos con el cálculo del parámetro MI para ello desplegamos la pestaña PICK FROM LIST OF MI VALUES la cual no muestra una ventana donde configuramos de acuerdo a nuestra base de datos



Seleccionamos el tipo de roca con la que estamos interactuando en nuestra galería 2140E de la minera SOTRAMI S.A, de esta manera obtenemos un MI de 33.

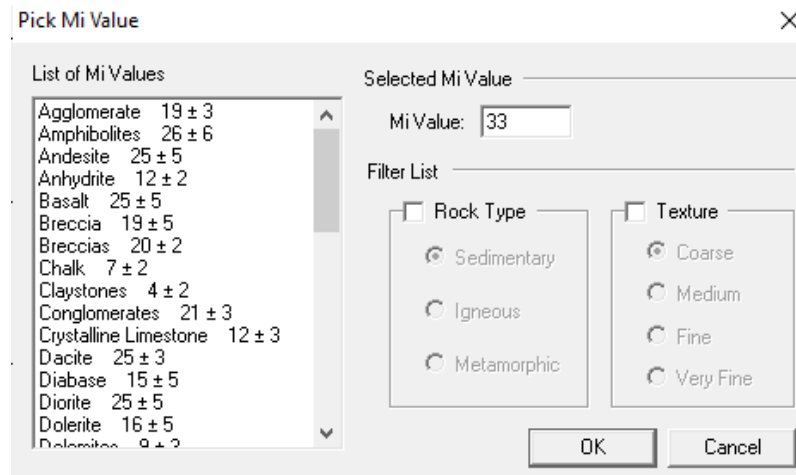
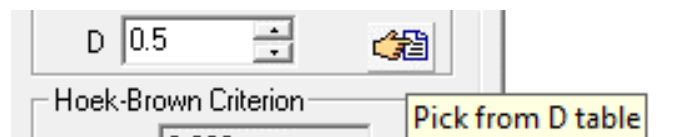


Figura N°. 63: Configuración del parámetro MI

Fuente: Autores de la Tesis

Se prosigue a desplegar la pestaña PICK FROM D TABLE para el cálculo del factor de disturbancia



Considerando las condiciones de nuestra galería 2140 SOTRAMI seleccionamos que nuestro factor de disturbancia es 0.5 ya que las condiciones de nuestra labor no son muy buenas.

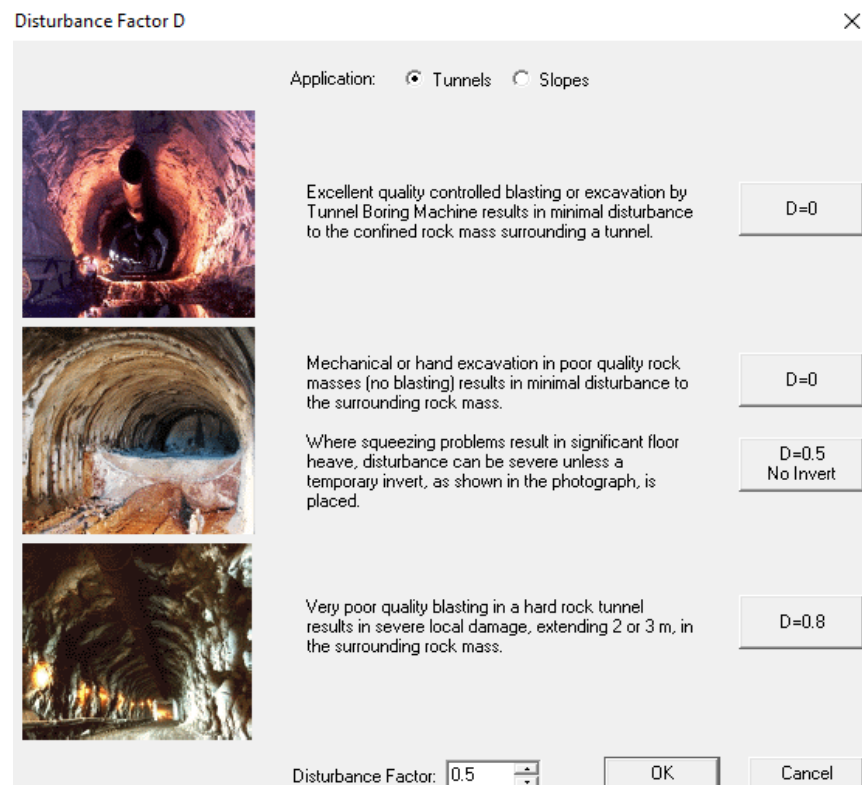


Figura N°. 64: Cálculo del factor de disturbancia

Fuente. Autores de Tesis

Finalmente nos dirigimos a la pestaña FAILURE ENVELOPE RANGE donde seleccionamos en la aplicación que nuestra labor es un túnel, seguidamente colocamos la altura litostática es decir la profundidad en la que se encuentra nuestra galería, para nuestro caso es de 186.31 metros.

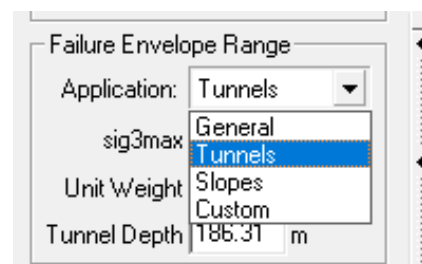


Figura N°. 65: Configuración del FAILURE para configuración de datos

Fuente: Autores de Tesis

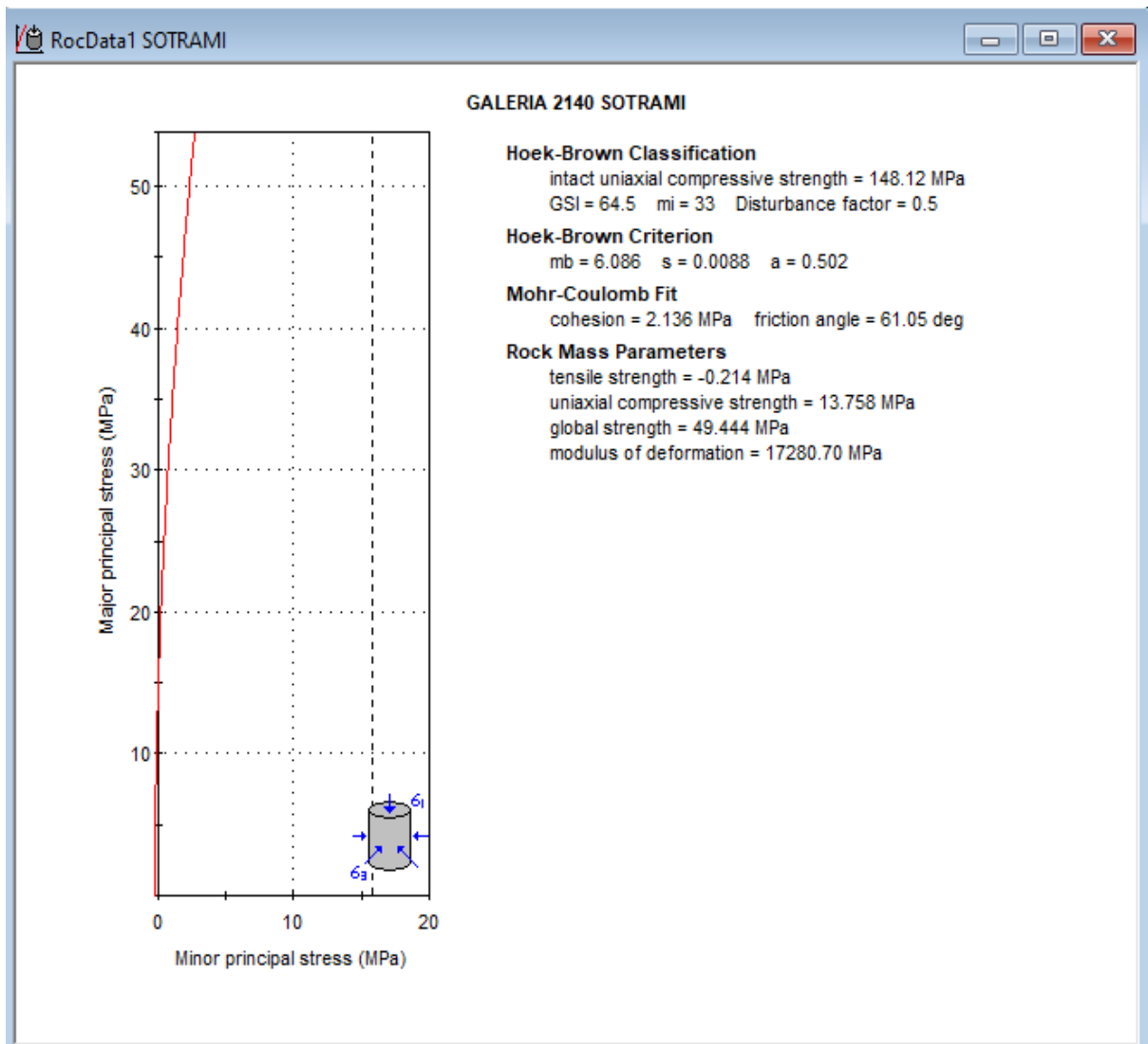


Figura N°. 66: Grafica Criterio de Falla de Hoek & Brown

Fuente: Autores de Tesis

Mediante las siguientes relaciones es posible relacionar los esfuerzos principales mayores y menores y los esfuerzos normales y de corte con, según el criterio de Hoek & Brown ($GSI > 25$; $a = 0.502$):

$$\sigma_n = \sigma_3 + \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{\left(\frac{mb * \sigma_{ci}}{2 * (\sigma_1 - \sigma_3)}\right) + 1}$$

$$\tau_n = (\sigma_n - \sigma_3) * \sqrt{\frac{mb * \sigma_{ci}}{2 * (\sigma_1 - \sigma_3)}}$$

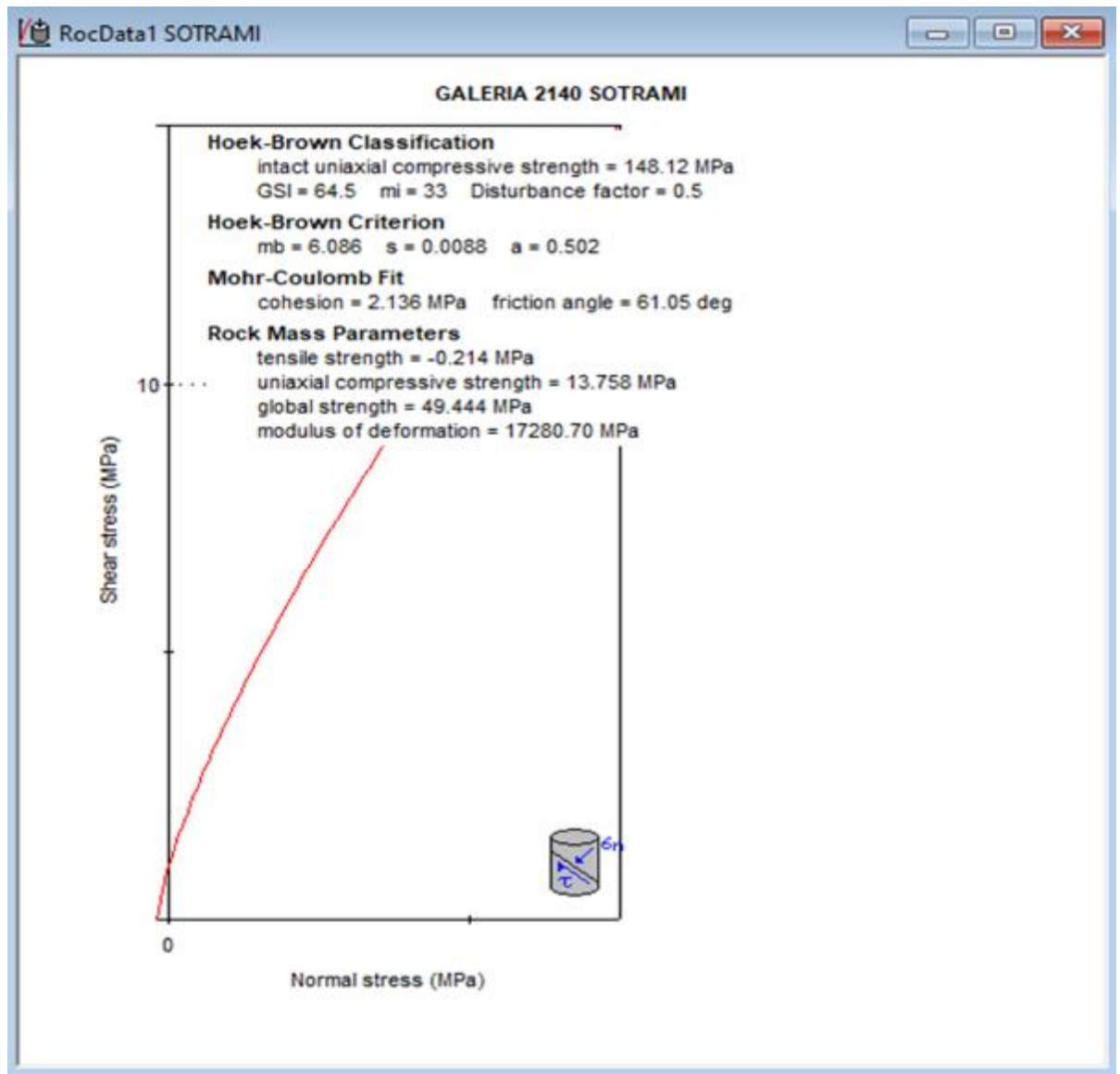


Figura N°. 67: Grafica del Esfuerzo Normal vs Esfuerzo de Corte – Hoek & Brown

Fuente: Autores de Tesis

Envolvente de MOHR COULOMB

Ahora se procederá a determinar los parámetros del macizo rocoso y su envolvente de Mohr Coulomb. Los parámetros de resistencia se obtienen de una relación de la gráfica de esfuerzos principales de Hoek & Brown y el criterio de Mohr Coulomb.

Rock mass properties

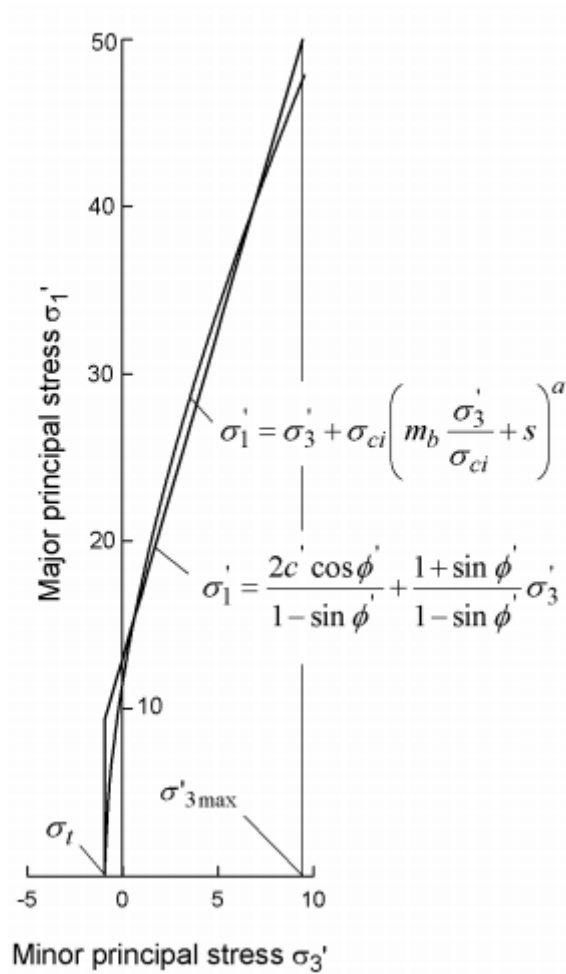


Figura N°. 68: Relación entre esfuerzos principales de Hoek & Brown y el Criterio de Mohr Coulomb

Fuente: (RODRIGUEZ CAYLLAHUA, Guillermo, 2017)

$$\sigma_{cm}' = \sigma_{ci}' * \frac{(mb + 4s - a(mb - 8s)) * (\frac{mb}{4} + s)^{a-1}}{2 * (1 + a)(2 + a)}$$

$$\sigma_{cm}'$$

$$= 148.12$$

$$* \frac{(6.086 + 4 * 0.008797 - 0.502(6.086 - 8 * 0.008797)) * (\frac{6.086}{4} + 0.008797)^{0.502-1}}{2 * (1 + 0.502)(2 + 0.502)}$$

$$\sigma_{cm}' = 49.449 \text{ MPa}$$

$$\gamma = 0.02700 \text{ MN/m}^3$$

$$H = 186.31 \text{ m}$$

$$\sigma_{3max} = 0.47 * \sigma_{cm}' * \left(\frac{\sigma_{cm}'}{\gamma H}\right)^{-0.94}$$

$$\sigma_{3max} = 0.47 * 49.449 * \left(\frac{49.449}{0.027 * 186.31}\right)^{-0.94}$$

$$\sigma_{3max} = 2.712MPa$$

$$\sigma_{3n} = \frac{\sigma_{3max}}{\sigma_{ci}}$$

$$\sigma_{3n} = 0.018307858 MPa$$

Con los esfuerzos obtenidos anteriormente de los parámetros de Hoek & Brown, se procede a determinar los indicadores de la envolvente de Mohr – Coulomb (c' , φ'), como sigue:

$$\varphi' = \sin^{-1} * \left(\frac{6amb * (s + mb\sigma_{3n})^{a-1}}{2(a+1)(a+2) + 6amb(s + mb\sigma_{3n})^{a-1}}\right)$$

$$\varphi' = \sin^{-1} * \left(\frac{52.6452786}{60.1612866}\right)$$

$$\varphi' = 61.053$$

$$c' = \frac{\sigma_{ci} \cdot ((1 + 2a)s + (1 + a)mb\sigma_{3n})(s + mb\sigma_{3n})^{a-1}}{(a+1)(a+2) * \sqrt{\frac{1 + 6amb(s + mb\sigma_{3n})^{a-1}}{(a+1)(a+2)}}}$$

$$c' = \frac{78.69090245}{14.19856231}$$

$$c' = 5.542 Mpa$$

Por otro lado, se pueden calcular los indicadores de la envolvente de Mohr Coulomb a través de parámetro $RMR89 = 71$ de Bieniawski, tal como sigue:

$$\varphi' = 5 + \frac{RMR89}{2}$$

$$\varphi' = 5 + \frac{71}{2}$$

$$\varphi' = 40.5$$

$$c' = 5 \cdot RMR89$$

$$c' = 5 \cdot 71 = 355kpa = 0.355Mpa$$

Por último, del siguiente cuadro podemos estimar los valores paramétricos de la envolvente de falla de Mohr Coulomb, obteniendo los siguientes valores promedio para el “Granito”:



Tabla N°. 43: Parámetros de Resistencia de las Rocas

Roca	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
- Andesita	28	45
- Arenisca	8 – 35	30-50
- Basalto	20 – 60	48-55
- Caliza	5 – 40	35-50
- Caliza margosa	1 – 6	30
- Cuarzita	25 – 70	40-55
- Diabasa	90 – 120	40-50
- Diorita	15	50-55
- Dolomía	22 – 60	25-35
- Esquisto	25 (20 – 15*)	25-30* (20-30*)
- Gabro	30	35
- Gneiss	15 – 40	30-40
- Granito	15 – 50	45-58
- Grauvaca	6 – 10	45-50
- Mármol	15 – 35	35-45
- Lutita	3 – 35	40-60 (12-25*)
- Pizarra	10 – 50 (<10*)	40-55 (15-30*)
- Toba	0.7	
- Yeso		30

Fuente: (Salinas Riveros, 2018)

$$\varphi' = 45^\circ \quad c' = 15 \text{ MPa}$$

Se puede inferir que el ángulo de fricción interna y la cohesión obtenidas a partir del *RMR89* de Bieniawski se alejan de las estimaciones realizadas a través de los parámetros de Hoek & Brown.

Con estos parámetros, se procede a dibujar la envolvente de falla de Mohr Coulomb de acuerdo al esquema, en razón de los esfuerzos principales. La envolvente de falla de Mohr Coulomb, se describe de acuerdo a las siguientes expresiones:

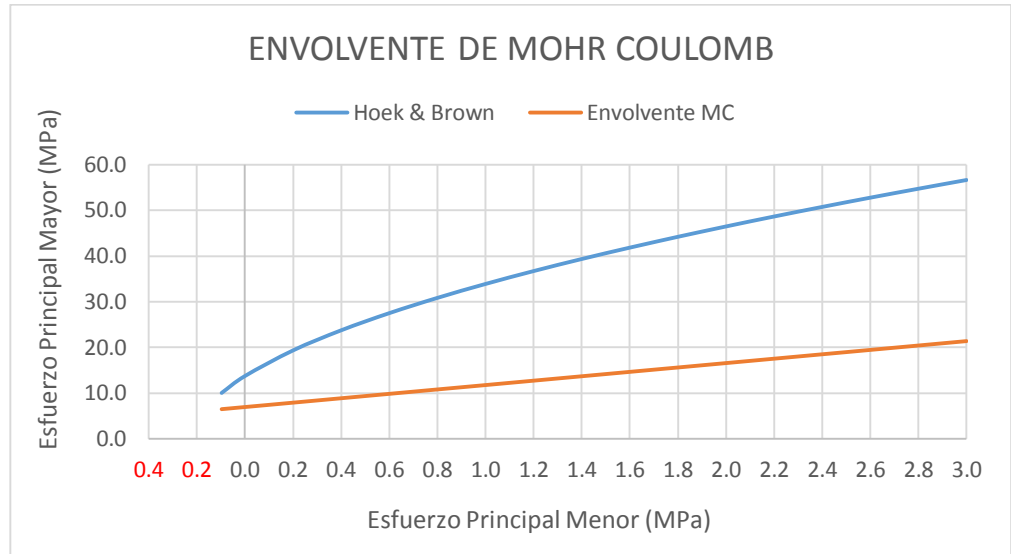
$$\sigma_1' = \frac{2c' \cos \varphi'}{1 - \sin \varphi'} + \frac{1 + \sin \varphi'}{1 - \sin \varphi'} * \sigma_3'$$

$$\sigma_t = -\frac{s \cdot \sigma_{ci}}{mb}$$

$$\sigma_t = -\frac{0.008797 * 148.12}{6.086}$$

$$\sigma_t = -0.214$$

Tabla N°. 44: *Envolvente de Mohr Coulomb en razon de los Esfuerzos Principales*



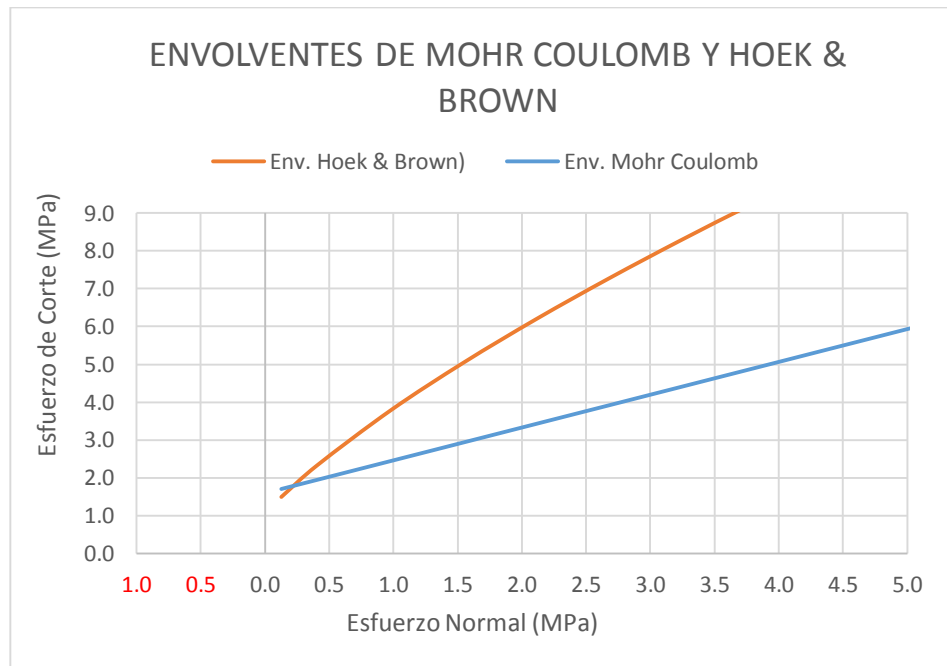
Fuente: Autores de Tesis

En términos de los esfuerzos de corte y normal, la envolvente de falla de Mohr Coulomb, se describe de acuerdo a las siguientes expresiones:

$$\tau = \sigma n \cdot \tan(\varphi') + c'$$

$$\sigma t = -\frac{s \cdot \sigma ci}{mb} = -0.214$$

Tabla N°. 45: *Mohr Coulomb en Términos del esfuerzo de Corte y Esfuerzo Normal*



Fuente: Autores de Tesis

Estimación del Módulo de Deformación de la Roca

El módulo de deformación para la roca intacta y para el macizo rocoso, pueden ser estimados mediante las siguientes relaciones, respectivamente:

$$E_i = MR \cdot \sigma_{ci} = 300 \cdot 148.12 = 44436 \text{ MPa}$$

Pautas para la selección de valores de relación de modulo (MR) en la ecuación 26, basado en Deere (1968) y Palmstrom y Singh (2001) ver tabla 46.

Tabla N°. 46: Pautas para la selección de valores de relación de módulo (MR) en Ec.26

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
Sedimentary	Clastic		Conglomerates 300-400 Breccias 230-350	Sandstones 200-350	Siltstones 350-400 Greywackes 350	Claystones 200-300 Shales 150-250 ^a Marls 150-200
		Non-clastic	Carbonates	Crystalline limestones 400-600	Sparitic limestones 600-800	Micritic Limestones 800-1000
		Evaporites		Gypsum (350) ^b	Anhydrite (350) ^b	
		Organic				Chalk 1000+
Metamorphic	Non-foliated		Marble 700-1000	Hornfels 400-700 Metasandstone 200-300	Quartzites 300-450	
	Slightly foliated		Migmatite 350-400	Amphibolites 400-500	Gneiss 300-750 ^a	
	Foliated ^a			Schists 250-1100 ^a	Phyllites/Mica Schist 300-800 ^a	Slates 400-600 ^a
Igneous	Plutonic	Light	Granite ^c 300-550 Granodiorite ^c 400-450	Diorite ^c 300-350		
		Dark	Gabbro 400-500 Norite 350-400	Dolerite 300-400		
	Hypabyssal			Porphyries (400) ^b	Diabase 300-350	Peridotite 250-300
	Volcanic	Lava		Rhyolite 300-500 Andesite 300-500	Dacite 350-450 Basalt 250-450	
		Pyroclastic	Agglomerate 400-600	Volcanic breccia (500) ^b	Tuff 200-400	

^aHighly anisotropic rocks: the value of MR will be significantly different if normal strain and/or loading occurs parallel (high MR) or perpendicular (low MR) to a weakness plane. Uniaxial test loading direction should be equivalent to field application.
^bNo data available, estimated on the basis of geological logic.
^cFelsic Granitoids: coarse grained or altered (high MR), fined grained (low MR).

Fuente: (Rodriguez Cayllahua, G., 2017)

$$E_m = E_i * (0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60 - 15D - GSI}{11}}})$$

$$E_m = 25835.742 \text{ Mpa}$$

Línea de Moggi's

La línea de Moggi's corresponde a una recta que delimita la transición de una falla dúctil a una falla frágil.

Si la envolvente de falla se ubica por sobre esta línea, en la falla se producirá una rotura frágil, es decir que la roca experimentará un colapso

repentino (sin deformación apreciable conforme aumentan los esfuerzos). En caso contrario la rotura en la falla será dúctil (con deformación conforme aumentan los esfuerzos).

La línea de Moggi's se representa por la siguiente expresión, y en nuestro caso acusa una rotura del tipo frágil el granito en estudio:

$$\sigma_1 = 3.4 * \sigma_3$$

Según los resultados obtenidos se puede presenciar que la envolvente de tensiones se encuentra sobre la línea Moggi, lo cual representa un modo de rotura frágil

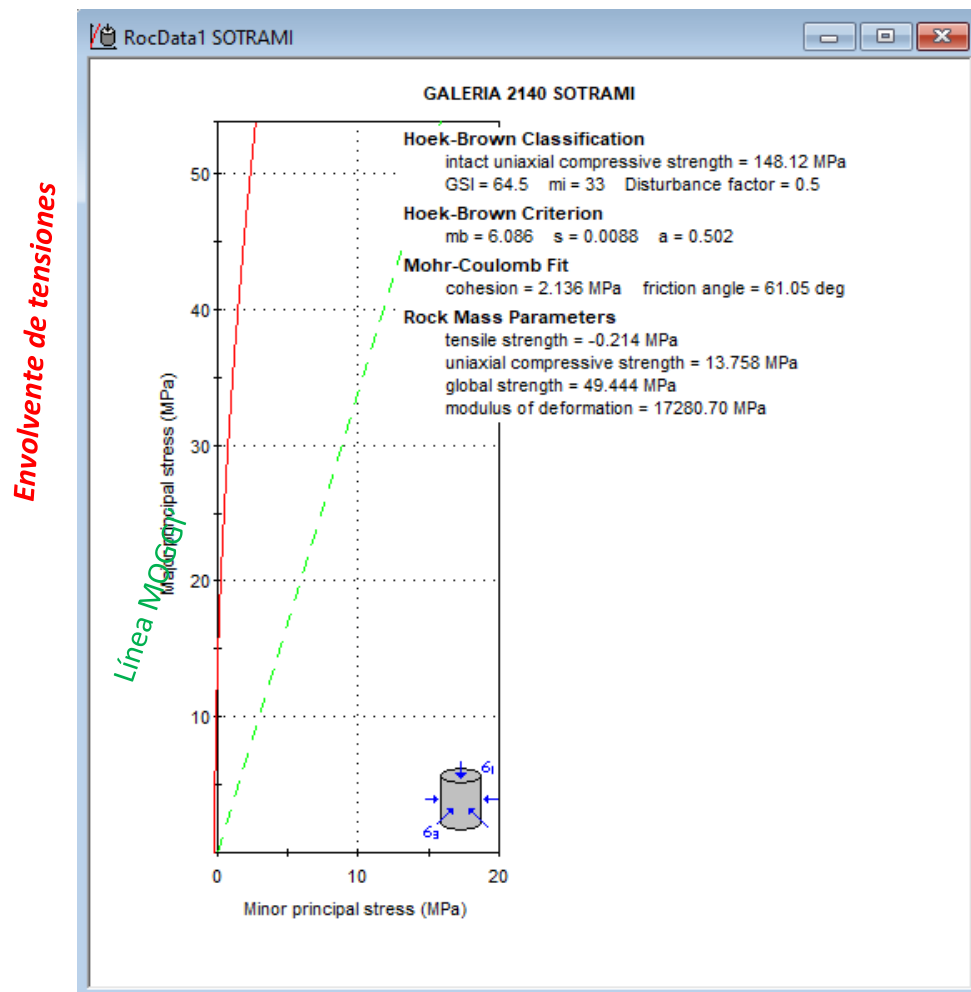


Figura N°. 69: Línea MOGGI's vs Hoek & Brown, (Falla Frágil)

Fuente: Autores de Tesis

Criterio de rotura de Mohr Coulomb para Gal. 2140E de desarrollo

En este apartado se analizará el principio de falla de Mohr Coulomb para una muestra ensayada en laboratorio (ensayo triaxial en esfuerzos principales) cuyos parámetros obtenidos son los que se indican a continuación:

$$\phi' = 61.053^\circ$$

$$c' = 5.542 \text{ MPa}$$

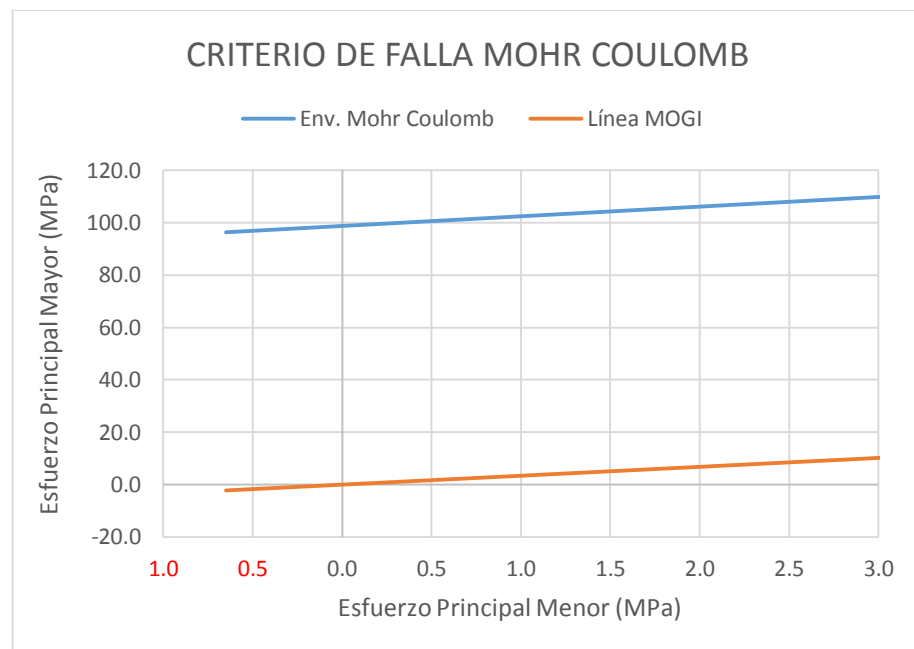
$$\sigma_t = -0.214 \text{ MPa}$$

La envolvente de falla en términos de los esfuerzos principales queda como sigue:

$$\sigma_1' = \frac{2c' \cos \phi'}{1 - \sin \phi'} + \frac{1 + \sin \phi'}{1 - \sin \phi'} * \sigma_3'$$

$$\sigma_1' = 42.9406 + 15.0087 * \sigma_3'$$

Tabla N°. 47: Criterio de Mohr Coulomb en Términos de Esfuerzos Principales (Falla Frágil)



Fuente: Autores de Tesis

Para corroborar Los datos de entrada lo procesamos en el software RocData para la cual desplegamos la pestaña PROJECT SETTINGS la cual no sabe una nueva pestaña donde seleccionamos el parámetro Mohr-Coulomb y aceptamos a nueva configuración.

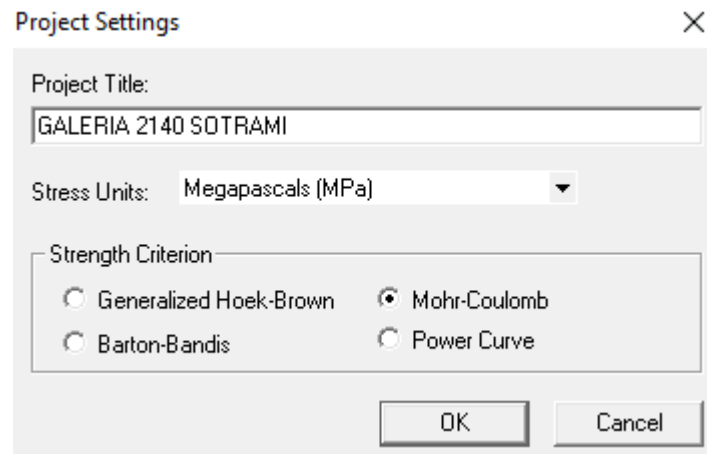
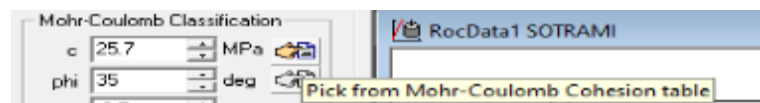


Figura N°. 70: configuración del criterio Mohr-Coulomb

Fuente: Autores de Tesis



Iniciamos con la configuración del coeficiente de cohesión para ello desplegamos en PICK FROM MOHR-COULOMB COHESION TABLE la cual nos despliega la una tabla la cual nos da un resultado de un $C =$ Coeficiente de Cohesión (Cohesión) de 25.70 MPa

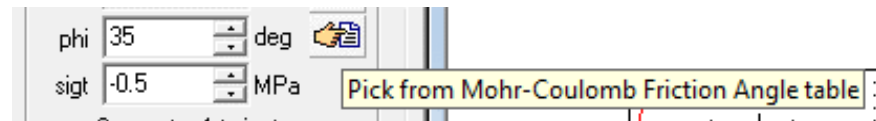
Tabla N°. 48: Valor de la Cohesión para el criterio de Mohr-Coulomb (Software: RocData)

Name	USCS Classification	Cohesion range (MPa)
Sandy gravel with silty or claye...		0.001
Mixture of gravel and sand wit...		0.003
Low plasticity silt		0.002
Medium to high plasticity silt		0.003
Low plasticity clay		0.006
Medium plasticity clay		0.008
High plasticity clay		0.01
Organic silt or clay		0.007
Alluvial - high energy	GW, GP, GM	0
Alluvial - low energy	ML, SM, SP, SW	0 - 0.024
Eolian - dune sand	SP	0
Eolian - loess	ML, SM	0.024 - 0.048
Glacial - till	SM, ML	0.048 - 0.192
Glacial - outwash	GW, GP, SW, SP, SM	0 - 0.048
Glacial - glaciolacustrine	ML, SM, SP	0 - 0.144

Selected cohesion: 25.7 MPa

Fuente: Autores de Tesis

Se prosigue con el análisis del Angulo de fricción para este tipo de criterio para ello desplegamos en PICK FROM MOHR-COULOMB FRICCION ANGLE TABLE



La nueva configuración nos despliega una nueva ventana donde se configura el ángulo de fricción para nuestro caso el ϕ = Ángulo de Ficción (fricción angle) para la roca de tipo granito es de 35

Tabla N°. 49: Angulo de fricción para el criterio de Mohr-Coulomb (Software: RocData)

Friction Angle for Soils and Rocks X

List of friction angle (ϕ) values

Name	USCS Classification	Phi range (deg)
High plastic silts & clays, organics	CH, MH, OH, PT	0 - 25
Silts, low plastic clays	ML, CL, OL	25 - 30
Low plasticity silt (medium dense)		28 - 32
Low plasticity silt (dense)		30 - 34
Silty sands, clayey sands	SM, SC	28 - 32
Sand, gravel, stone	GW, GP, GM, GC, SW, ...	32 - 36
Mixture of gravel and sand with fines		28
Uniform fine to medium sand (medium ...)		30 - 34
Uniform fine to medium sand (dense)		32 - 36
Well-graded sand (medium dense)		34 - 40
Well-graded sand (dense)		38 - 46
Sand and gravel (medium dense)		36 - 42
Sand and gravel (dense)		40 - 48
Alluvial - high energy	GW, GP, GM	30 - 35
Alluvial - low energy	ML, SM, SP, SW	15 - 30

Filter List Reference

Search

Text/Subtext:

Selected phi value: degrees

Fuente: Autores de Tesis

Finalmente se realiza la configuración de los esfuerzos y peso específico de la roca

- Sigt =Esfuerzo a la tracción del macizo rocoso - TAO (resistencia a la tracción del macizo rocoso) (tensile strenght) siendo 0.5.
- Unit Weight = Peso específico de la roca encajonante (MN/m³) de 2.70 Ton/m³ (0.02700MN/m³)

- Profundidad Túnel= 186.31 m ingresados en el software RocData.

La gráfica obtenida muestra los esfuerzos principales:

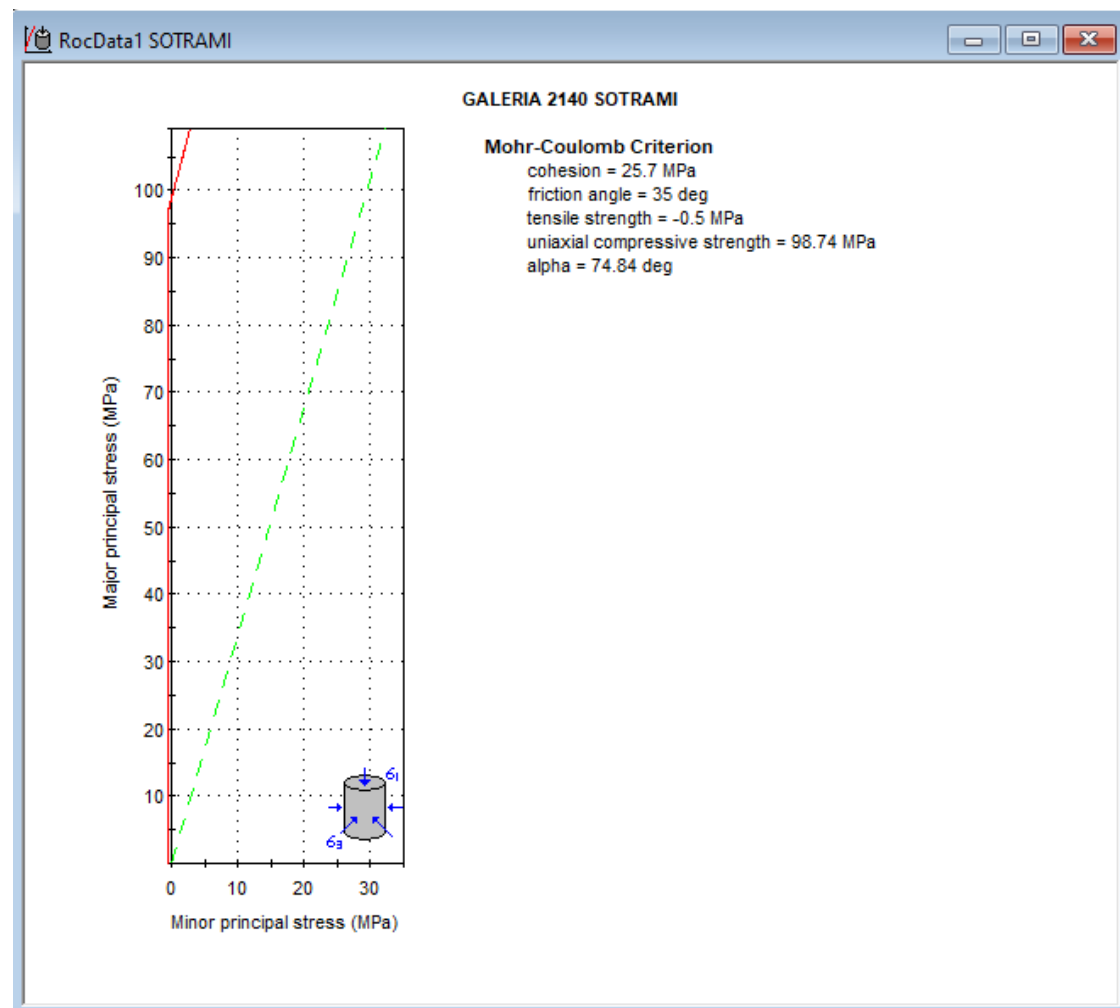


Figura N.º. 71: Criterio de Mohr Coulomb en Términos de Esfuerzos Principales (Falla Frágil)

Fuente: Autores de Tesis

Criterio de rotura Barton - Bandis para Gal. 2140E de desarrollo

Para evaluar la falla por medio del criterio de Barton Bandis es necesario contar con los siguientes parámetros para el granito en examen:

- $\varphi' = 35^\circ$

Iniciamos con la configuración del programad RocData para ello ingresamos a este paquete informático, desplegamos la pestaña ANALISIS luego desplegamos PROJECT SETTINGS la cual no sabe una nueva pestaña donde seleccionamos el parámetro Barton-Bandis y aceptamos a la nueva configuración.

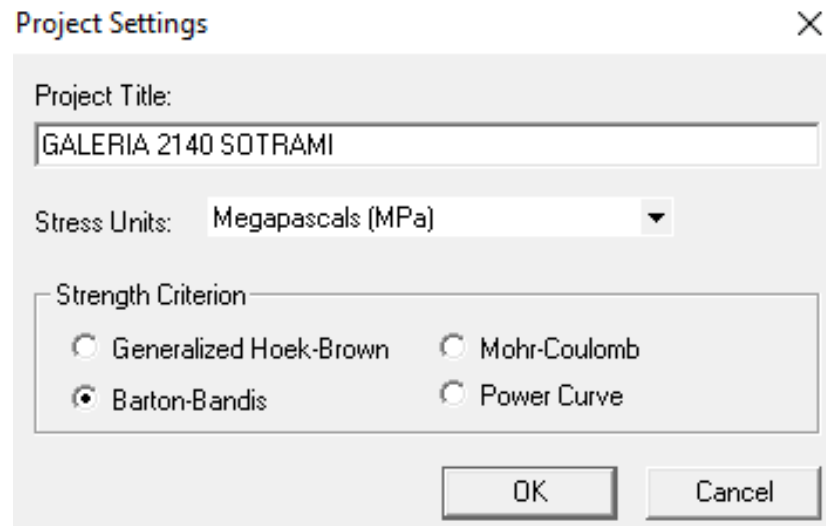
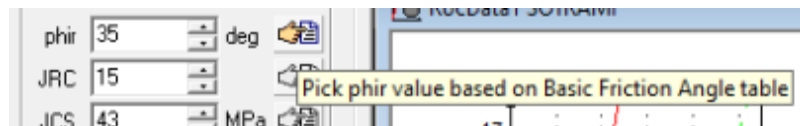


Figura N°. 72: configuración del criterio Barton bandis

Fuente: Autores de Tesis



Configuramos el ángulo de fricción para ello desplegamos en PICK PHIR VALUE BASED ON BASIC FRICTION ANGLE TABLE donde nos abre una nueva ventana en la que realizamos el correspondiente análisis. Se entiende que Phir = Angulo de fricción residual (friction angle residual) es 35 para el tipo de roca granito.

Tabla N°. 50: Cálculo del ángulo de fricción residual para la Gal. 2140E

Selection of Residual Friction Angle for Rocks

List of basic friction angle (ϕ_b) values

Rock	Moisture	SigN range (MPa)	Phi _b (degrees)
Amphibolite	dry	0.1 - 4.2	32
Basalt	dry	0.1 - 8.5	35 - 38
Basalt	wet	0.1 - 7.9	31 - 36
Conglomerate	dry	0.3 - 3.4	35
Chalk	wet	0.0 - 0.4	30
Dolomite	dry	0.1 - 7.2	31 - 37
Dolomite	wet	0.1 - 7.2	27 - 35
Gneiss (schistose)	dry	0.1 - 8.1	26 - 29
Gneiss (schistose)	wet	0.1 - 7.9	23 - 26
Granite (f.g.)	dry	0.1 - 7.5	31 - 35
Granite (f.g.)	wet	0.1 - 7.4	29 - 31
Granite (c.g.)	dry	0.1 - 7.3	31 - 35
Granite (c.g.)	wet	0.1 - 7.5	31 - 33
Limestone	dry	0.0 - 0.5	33 - 39
Limestone	wet	0.0 - 0.5	33 - 36

Filter List: Moisture Dry Wet

Reference: Coulson J.H. Shear strength of flat surfaces in rock. Proc. 13th Symp. on Rock Mech., Urbana, IL, 1971. (Edited by Cording E.J.), pp. 77-105 (1972).

Calculate residual friction angle (ϕ_r)

Phi_b value: 33 degrees Wet Schmidt rebound, r: 10

Dry Schmidt rebound, R: 20

$$\phi_r = (\phi_b - 20^\circ) + 20(r/R)$$

Residual friction angle (ϕ_r): 33 degrees

OK Cancel

Fuente: Autores de Tesis

Se continua con los cálculos correspondientes para el JRC para ello desplegamos en PICK FROM JRC TABLE la cual nos apertura una nueva ventana para su configuración correspondiente.

JRC 15

JCS 43 MPa

Pick from JRC table

Configuramos el JRC= Coeficiente de Rugosidad de la Junta o Diaclasa determinado con un peine de Barton o regleta calibrada (Joint roughness Coeficient). para la roca de tipo granito estimandose un valor de 15 .

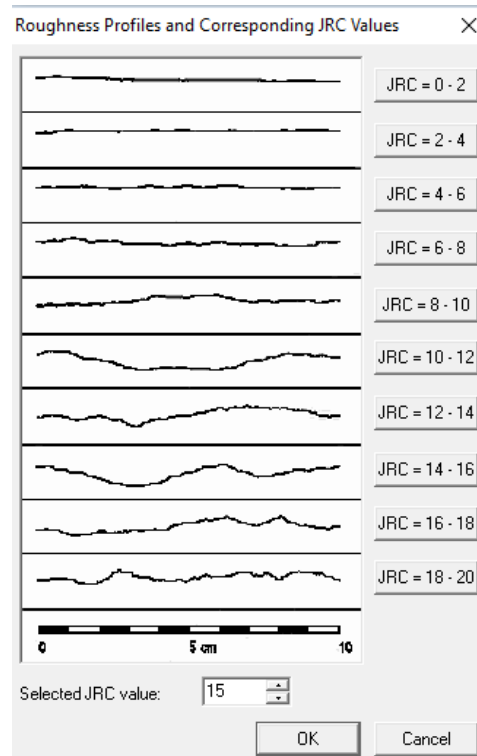
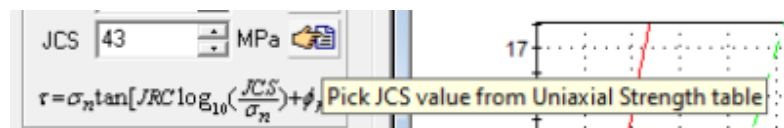


Figura N°. 73: Valor del JRC del macizo rocoso de la Gal. 2140E (Software: RocData)

Fuente: Autores de Tesis

Se continua con los cálculos correspondientes para el JCS para ello desplegamos en PICK JCS VALUE FROM UNIAXIAL STRENGTH TABLE la cual nos apertura una nueva ventana para su configuración correspondiente.



Configuramos el JCS= Resistencia Compresiva de la Pared de la Junta o Diaclasa. (Joint Compresive Strengh) para la roca de tipo granito estimándose un valor de 43.

Tabla N°. 51: Valor del esfuerzo compresivo de la junta JCS para la Gal. 2140E

CS (Uniaxial Compressive Strength) Values ✕

List of joint compressive strength (JCS) values

Material	Description	JCS range (MPa)
soil	Firm clay	0.05 - 0.10
soil	Stiff clay	0.10 - 0.25
soil	Very stiff clay	0.25 - 0.50
soil	Hard clay	>0.50
rock	Extremely weak rock	0.25 - 1.0
rock	Very weak rock	1.0 - 5.0
rock	Weak rock	5.0 - 25
rock	Medium strong rock	25 - 50
rock	Strong rock	50 - 100
rock	Very strong rock	100 - 250
rock	Extremely strong rock	>250

Field Estimate of Strength:

Example:

Filter List

Material

Rock Soil

Weathered strength reduction

JCS value: MPa

OK Cancel

Fuente: Autores de Tesis

Se ingresa los valores obtenidos de los distintos parámetros como su Phir , JRC y JCS, añadiendo a este su aplicación en la galería de desarrollo, teniendo un peso específico para la roca encajonante de 2.70Ton/m^3 (0.02700MN/m^3) y a una profundidad de 186.31 m . para tener los resultados de los demás parámetros siendo importantes para el análisis de la galería 2140.

Barton-Bandis Classification

phir 35 deg

JRC 15

JCS 43 MPa

$$\tau = \sigma_n \tan \left[JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_r \right]$$

Failure Envelope Range

Application: Tunnels

signmax 4.9032 MPa

Unit Weight 0.027 MN/m³

Tunnel Depth 186.31 m

Mohr-Coulomb Fit

c 0.643 MPa

phi 46.60 deg

Copy Data

Figura N°. 74: Datos entrada y salida para el criterio de Barton-Bandis de la Gal. 2140E

Fuente: Autores de Tesis

Según los resultados se presentados del análisis por el criterio de Barton-Bandis, para la galería 2140 SOTRAMI indicando también que la envolvente de tensiones principales queda sobre la línea Moggi, lo cual valora un modo de rotura frágil para el macizo.

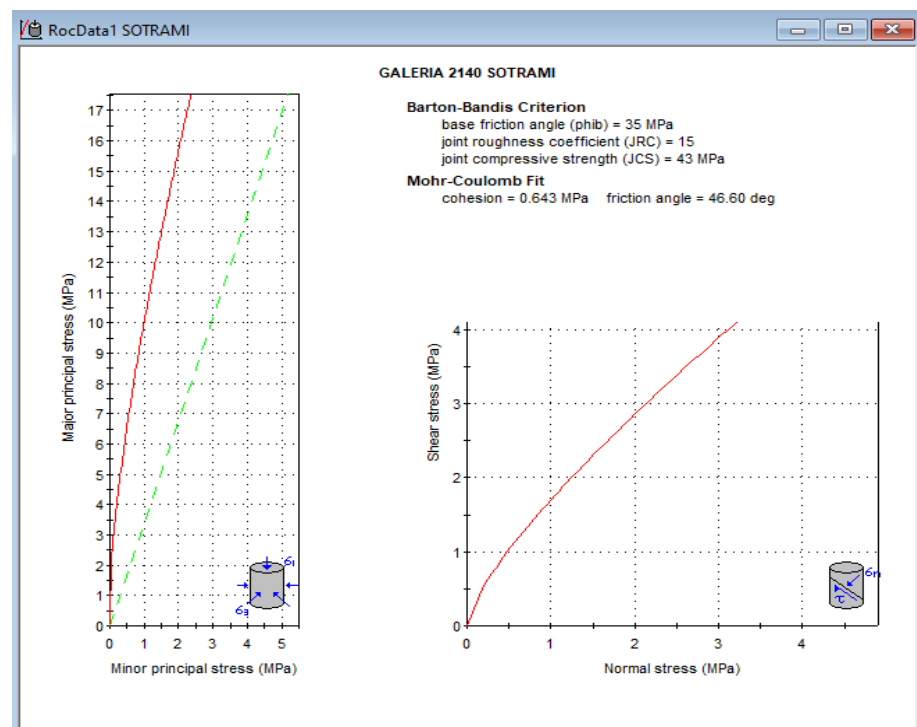


Figura N°. 75: esfuerzos principales y esfuerzos normales vs esfuerzos de corte (Barton-Bandis)

Fuente: Autores de Tesis

Figura anterior, se presenta los esfuerzos principales y esfuerzos normales vs esfuerzos de corte para el criterio de Barton-Bandis de la Gal. 2140E (Software: RocData)

4.4.2.4. Análisis de Datos Mediante el Software Phase2

Mediante este programa PHASE2 podremos determinar las tensiones y los desplazamientos que está sometida la Gal. 2140E en la minera SOTRAMI S.A ante ello tendremos tres fases de análisis donde realizaremos el modelamiento, seguidamente realizaremos los calculo mediante el método de elementos finito y finalmente realizaremos las interpretaciones correspondientes como los esfuerzos principales y desplazamientos.

Se diseña la Gal. 2140E de desarrollo en el software AutoCAD la cual se ingresa los datos de campo así mismo se determina la altura litostática. Realizamos los cálculos iniciales para poder procesarlo en el PHASE2, ante lo cual ejecutamos el AutoCAD civil 3d en la que se diseña, las dos labores mineras, para nuestro caso nuestra galería será de dos dimensione 2.10 metros por 2.40 metros y 2.10 metros por 2.20 metros

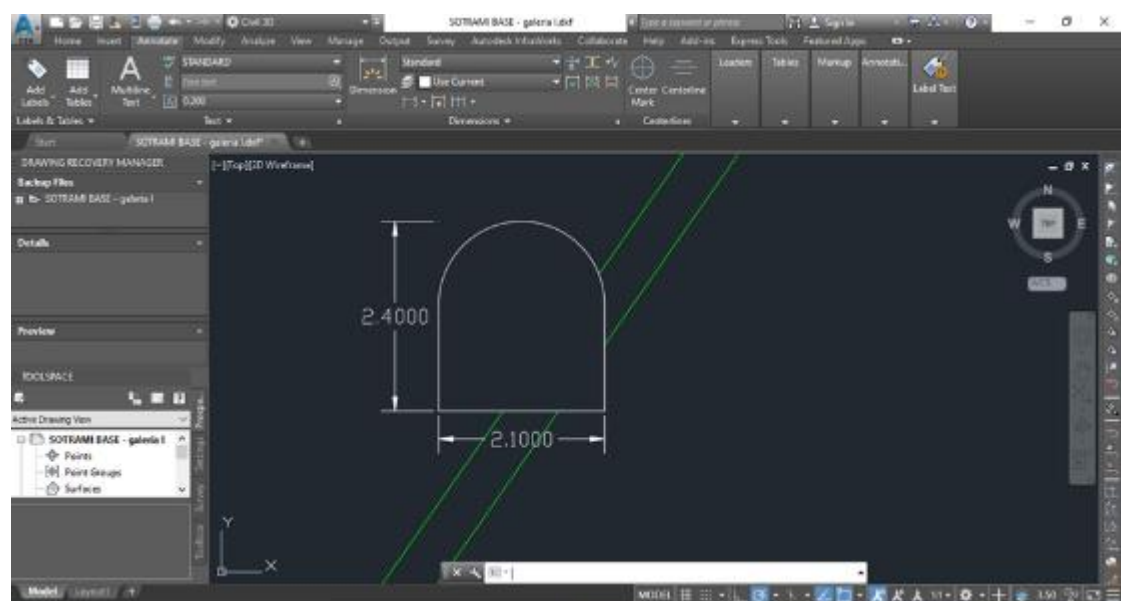


Figura N°. 76: Diseño de labor inicial de 2.10mx2.40m

Fuente: Autores de Tesis

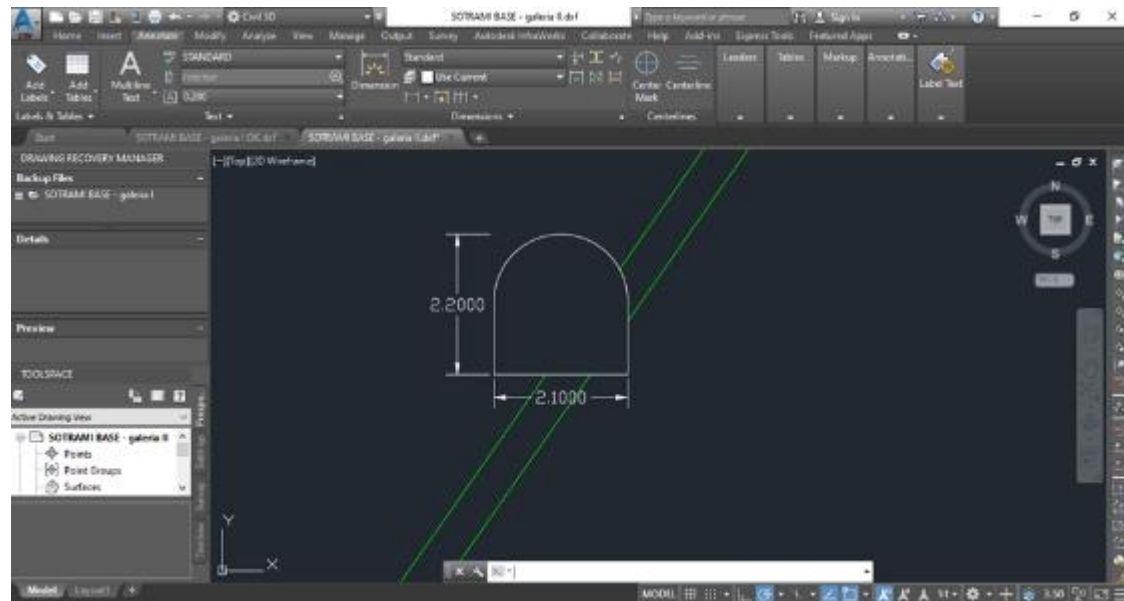


Figura N°. 77: Diseño de labor final de 2.10mx2.20m

Fuente: Autores de Tesis

Diseñado las dimensiones de nuestras labores de desarrollo las guardamos en el formato DXF para poder importarlo al programa PHASE2, esta se realizará para ambas dimensiones así mismo se encierra las labores en un rectángulo para poder discretizarlo.

Con los datos ya procesados se prosigue a implementarlo en el programa PHASE2 ante lo cual ejecutamos dicho programa, en nuestro caso procesamos en el phase2 versión 8.0 de la firma de RocScience.

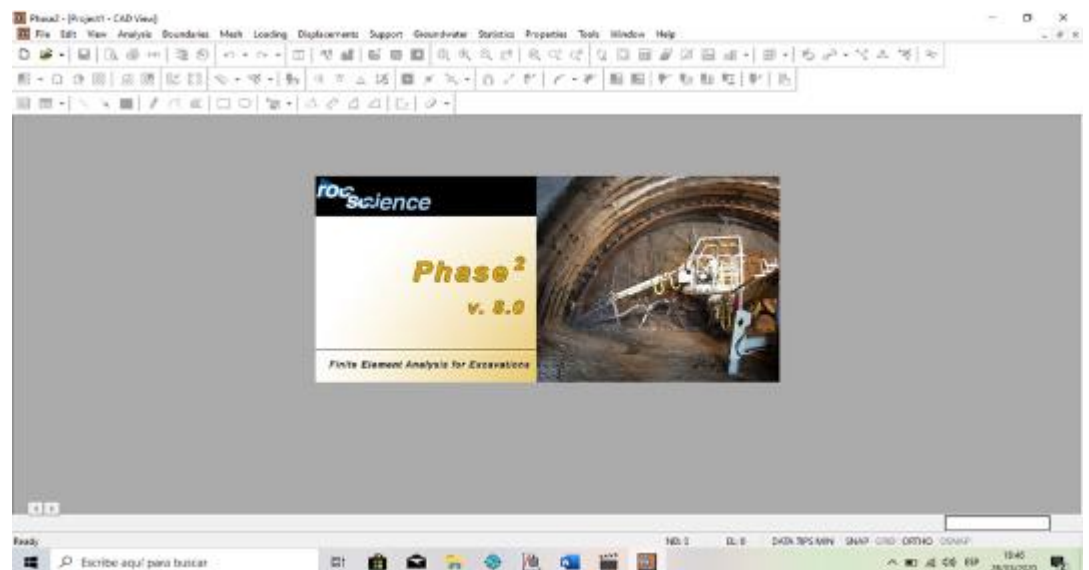


Figura N°. 78: ejecución del phase2 para análisis de datos

Fuente: Autores de tesis

Una vez que se abre el programa se muestra una ventana donde iniciamos con la correspondiente configuración en la pestaña ANALISIS la cual la desplegamos y seleccionamos PROJECT SETTINGS la cual nos direcciona a una nueva ventana donde configuramos los datos de nuestro proyecto

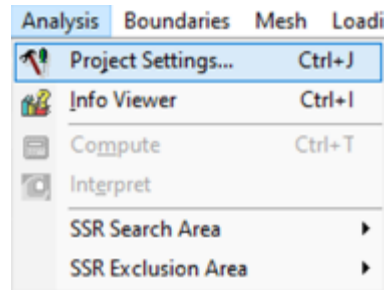


Figura N°. 79: Configuración del proyecto

Fuente Autores de la Tesis

Se configura el proyecto en el ítem PROJECT SUMMARY donde se configura todos los datos básicos del proyecto como nombre del proyecto, autores, compañía, fecha y otros las cuales se acepta con un OK.

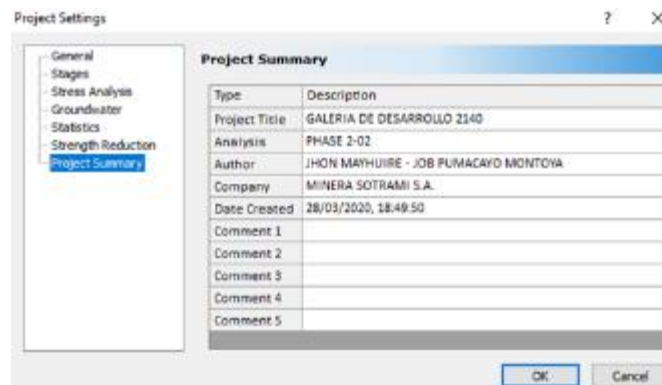


Figura N°. 80: Configuración del proyecto Sotrami

Fuente: Autores de Tesis

Se prosigue con la importación de los datos del AutcadCivil3D del formato DXF para ello desplegamos en la pestaña FILE la cual nos muestra una serie de alternativa, seleccionamos IMPORT seguidamente elegimos IMPORT DXF, la cual nos muestra una barra con cuadros para seleccionar, aceptamos todas las casillas luego nos direcciona al disco de la computadora lo cual nosotros proseguimos a seleccionar y buscar nuestro archivo creado de la galería en el autocadcivil3d en el formato DXF

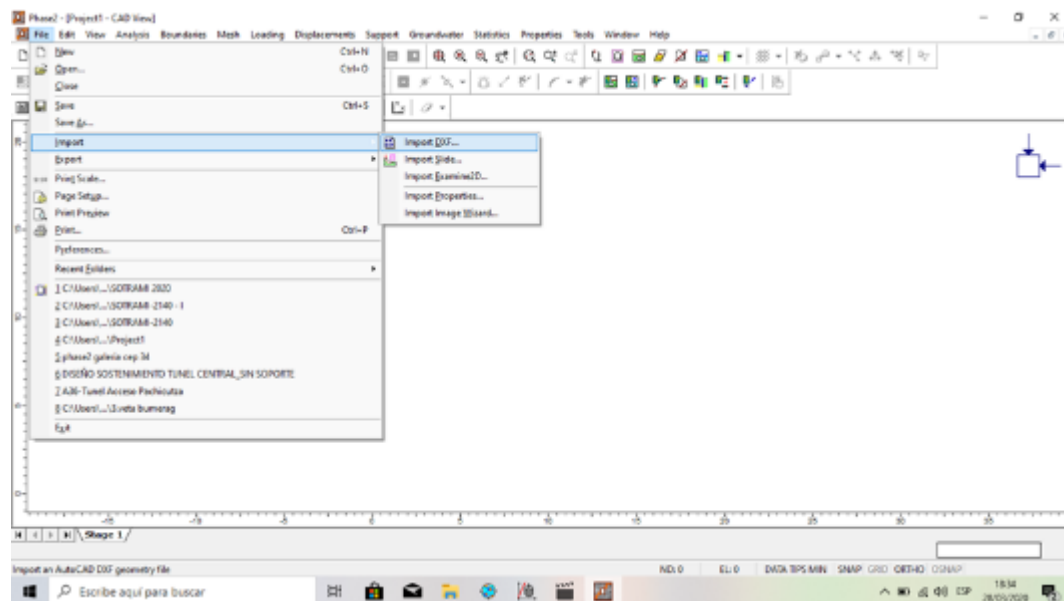


Figura N°. 81: Importación del archivo DXF del AutoCAD

Fuente: Autores de Tesis

Se continúa con la importación de los datos la cual muestra una pequeña ventana la cual solamente aceptamos con un OK, la cual se podrá visualizar en el programa los datos importados en el Phase2

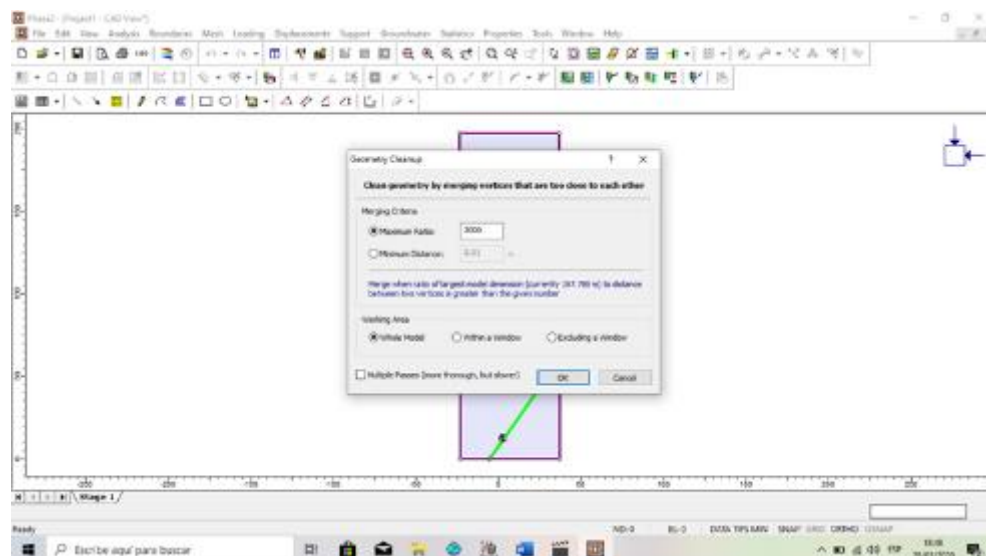


Figura N°. 82: Configuración final de la importación del AutoCAD al phase2

Fuente: Autores de Tesis

Con la data importada al PHASE2 se prosigue a configurar cada aspecto del material para poder realizar una correcta interpretacion para ello hacemos clic dentro del diseños de nuestra labor la cual nos desplegara una pequeña ventana a en la que seleccionamos ASSIGN MATERIAL seguidamente

seleccionamos EXCAVACION y aceptamos. el diseño de nuestra labor se hallará libre de material (vacío).

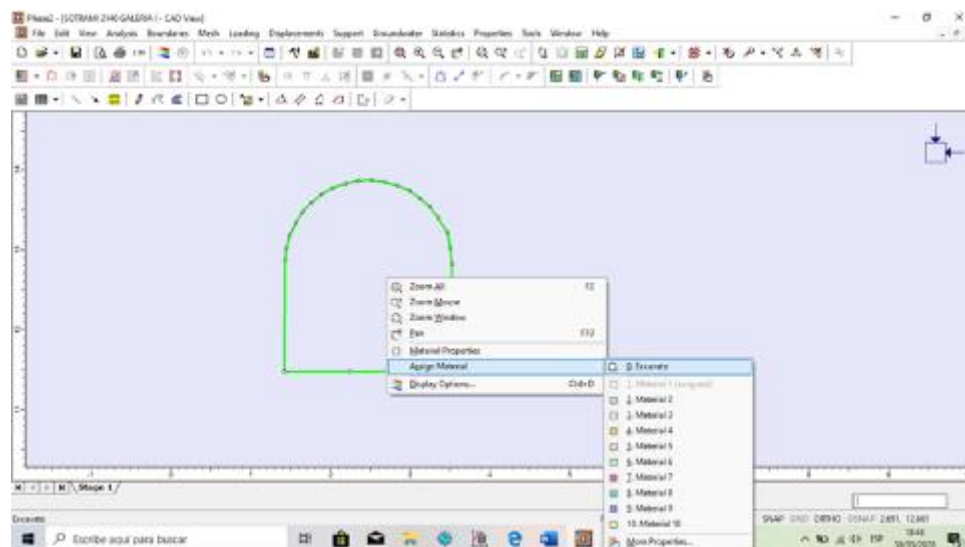


Figura N°. 83: Asignación de excavación del diseño de la labor de desarrollo

Fuente: Autores de Tesis

Se continua con la asignación de las características del material en la que se desarrolla la excavación pues para nuestro caso realizamos nuestra excavación en roca ígnea, granito así que desplegamos la pestaña de PROJECTTS la cual nos desplegar una bandeja donde seleccionamos DEFINE MATERIALS la cual nos muestra una ventana de configuración.

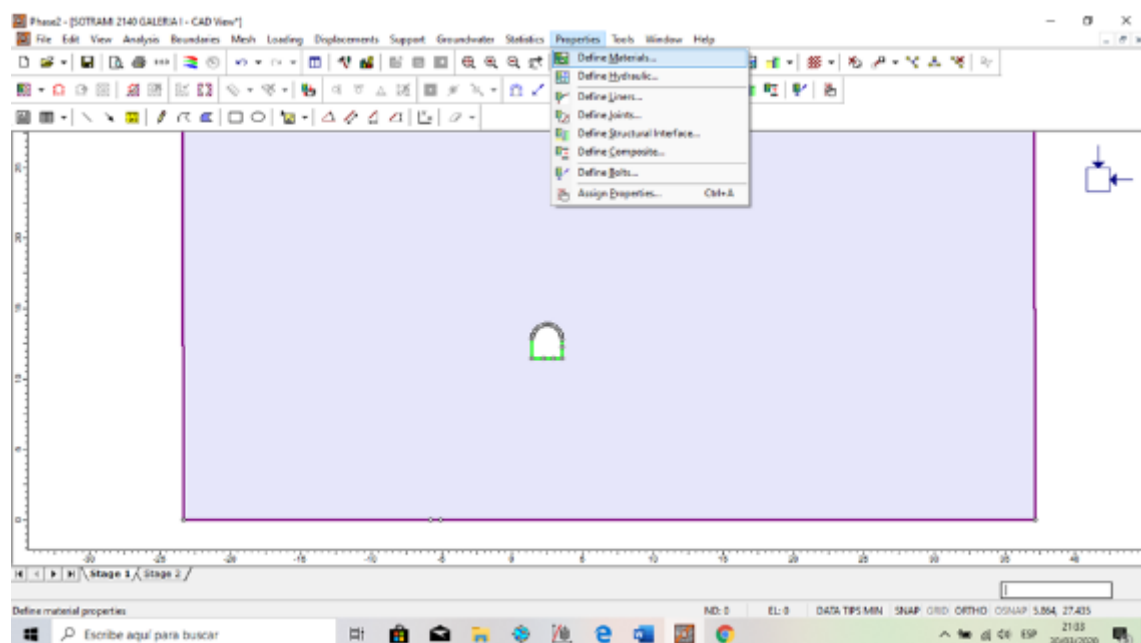


Figura N°. 84: Configuración de propiedades del material

Fuente: Autores de Tesis

Configuramos y definimos las propiedades del material con la que estamos interactuando para nuestro caso es el granito, configuramos sus propiedades mediante el criterio de Hoek Brown, agregamos los datos obtenidos en el RocData las cuales son:

- Resistencia a la compresión: 148.12mpa
- Parámetro mb: 6.086245
- Parámetro s: 0.008797
- Parámetro a: 0.502049

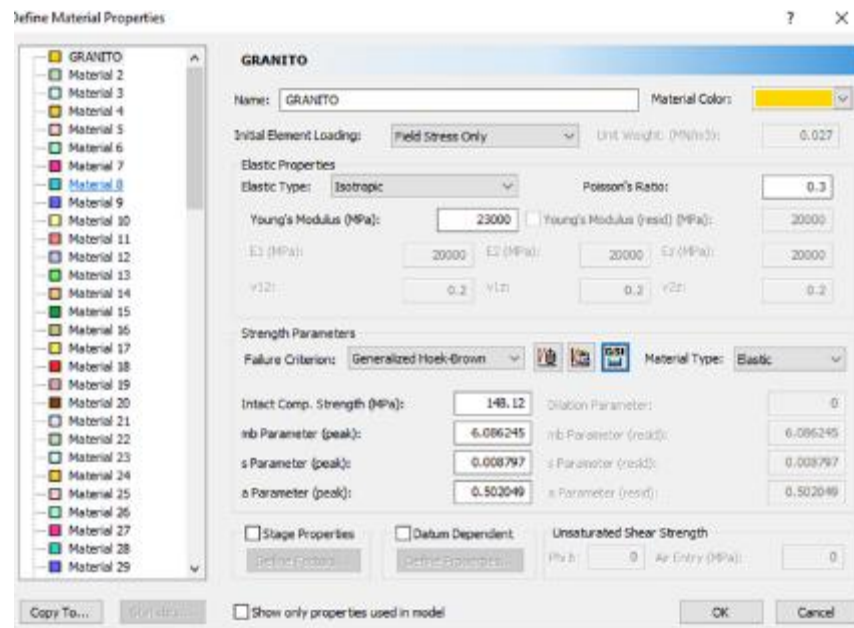


Figura N°. 85: Definición del tipo de material

Fuente: Autores de Tesis

Se continua con la configuración de las propiedades del macizo rocoso en este caso discretizamos (subdividimos las partes en partes más pequeñas) las propiedades ya añadidas para ello desplegamos en la pestaña MESH la cual nos despliega una bandeja, seleccionamos MESH SETUP la cual nos direcciona a una nueva ventana las cuales la configuramos.

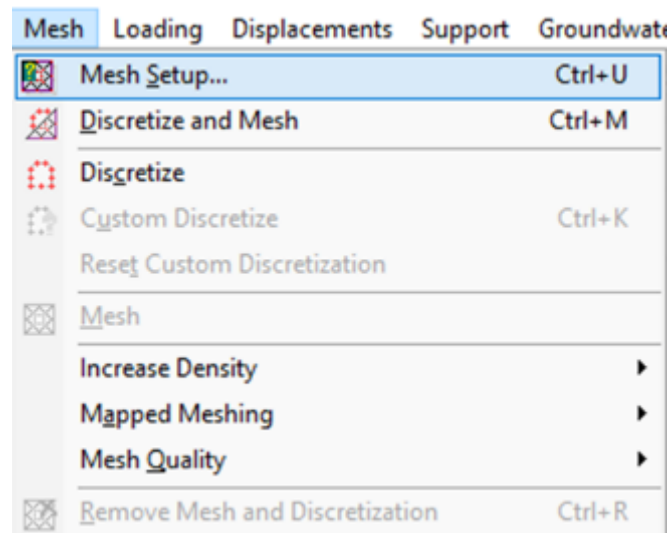


Figura N°. 86: Configuración para discretizar las propiedades del macizo rocoso

Fuente: Autores de Tesis

En la ventana MESH SETUP se presentan una serie de alternativas para configurar, para nuestro caso seleccionamos GRADED, 3 NODED TRIANGLES, que indica que nuestra labor se triangulara con nodos de 3, seguidamente elegimos la opción DISCRETIZE luego MESH y finalmente aceptamos con OK.

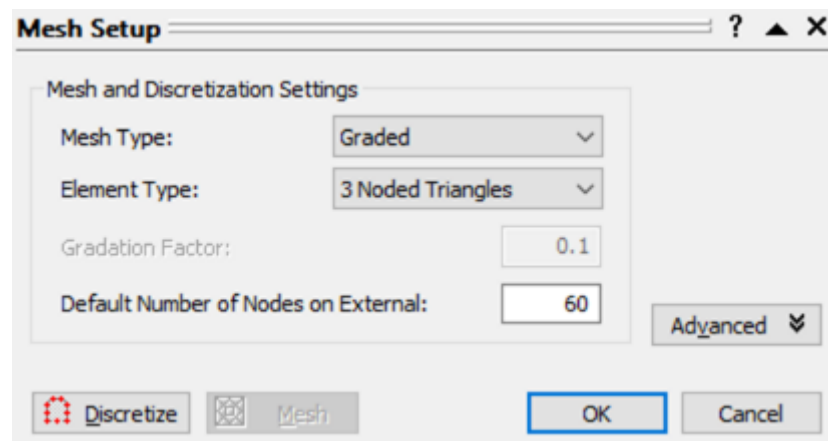


Figura N°. 87: Discretización mediante triangulación con nodos de tres

Fuente: Autores de Tesis

La correspondiente configuración nos muestra el macizo rocoso triangulado para poder realizar el análisis y calculo por cada triangulo (discretizado) mediante el análisis de métodos finitos, para nuestro caso ejecutamos para dos labores, inicial y final.

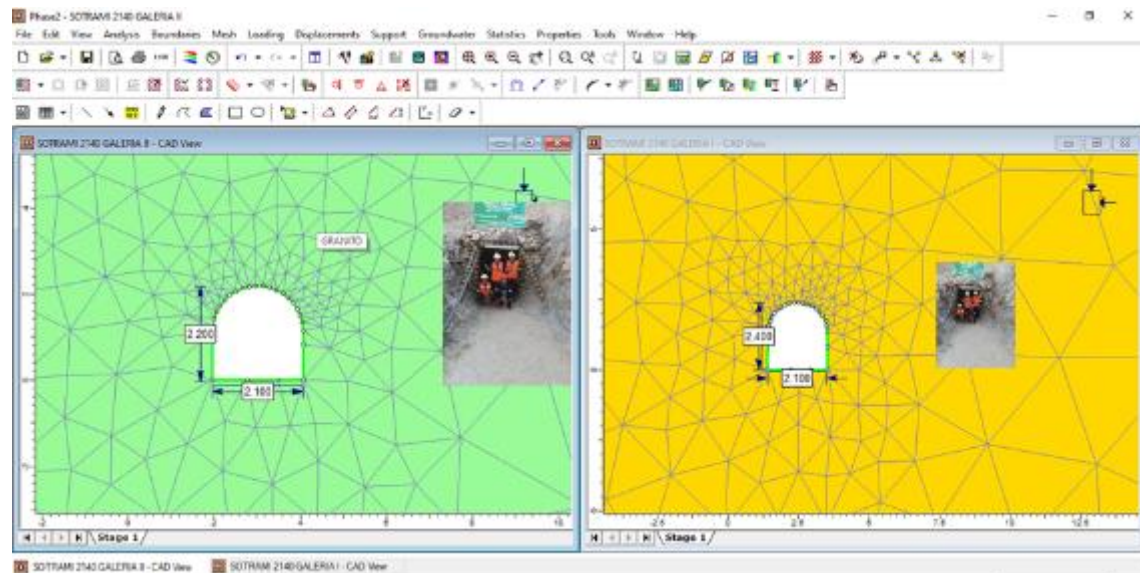


Figura N°. 88: Proyecto configurado mediante el método de discretización

Fuente: Autores de Tesis

Finalmente realizamos la correspondiente interpretación de nuestro proyecto para ello en la barra de comandos en la parte superior aceptamos en el ítems de COMPUTE luego esperamos que cargue el sistema enseguida seccionamos el ítem INTERPRET LA CUAL procesara todos los datos.



En la interpretación se realiza la comparación del diseño inicial respecto al diseño final es decir consideramos diseño inicial a las dimensiones de 2.10 metros por 2.40 metros y el diseño final de 2.10 metros por 2.20 metros donde los esfuerzos verticales y horizontales (esfuerzos principales) varían con respecto a cada diseño planteado verificándose claramente que el diseño planteado en esta tesis resulta con mejores condiciones de respuesta ante las presiones sometidas bajo un factor de seguridad de 1.25 tal como se muestra en la imagen

El diseño inicial está sometido a todos los esfuerzos principales como se muestra en la imagen, donde elegimos el factor de seguridad 1.25 por información bibliográfica de la empresa RocScience donde se puede verificar desplazamiento de hastial derecho y también de la corona, respecto al segundo diseño sometida al mismo esfuerzo no muestra desplazamiento alguno, considerando de esta manera las óptimas condiciones.

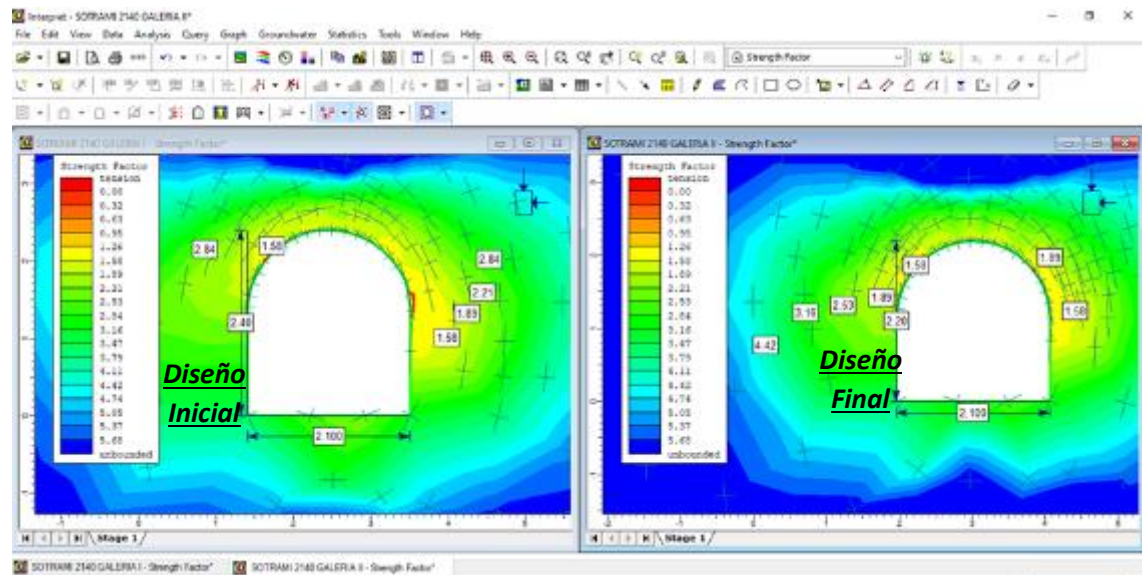


Figura N°. 89: Diseño inicial y final sometidos a distintos esfuerzos

Fuente: Autores de Tesis

Sometida ambas labores a esfuerzos de desplazamiento muestra un comportamiento homogéneo.

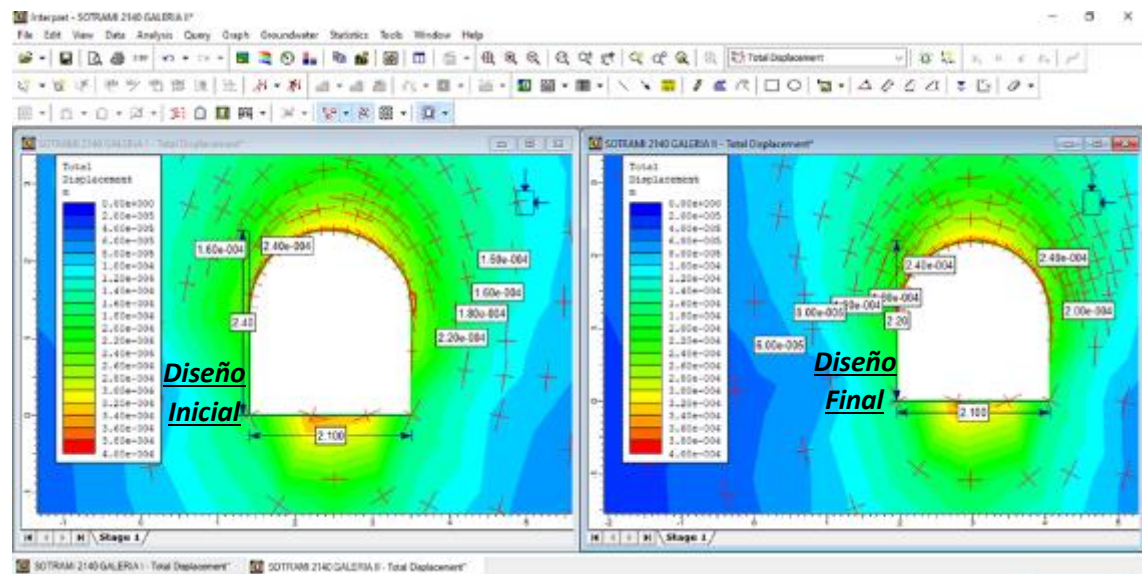


Figura N°. 90: Diseño inicial y final respecto al desplazamiento

Fuente: Autores de Tesis

4.4.3. Cálculo y Diseño de la matriz de Perforación y Voladura en la Galería 2140 E

El diseño óptimo de la explosión debe basarse en un conocimiento preliminar de las rocas fragmentadas para determinar la competencia entre las rocas, su estructura y el aplastamiento natural en el que se presentan. El diseño de explosión debe cubrir los conceptos básicos de un diseño explosivo ideal. Esto debe verificarse si es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del sitio parcialmente enterrado

y cada variable o dimensión debe evaluarse tal cual. Al evaluar el caso de Compañía Minera SOTRAMI, el plan de voladuras debe diseñarse y revisarse por etapas. Al diseñar una red de pozos, se deben considerar y aplicar los conceptos de carga y distancia. Estos coeficientes se calculan mediante el modelo matemático y se corrigen para el campo real. Al diseñar la red de perforación, se utilizó el modelo matemático de Roger Holmberg en los sistemas de perforación tradicionales. Esto está ligado a parámetros muy importantes como las propiedades de estallido, la calidad de la roca y el diámetro del pozo.

4.4.3.1. Análisis y Cálculos para Encontrar la Calidad del Macizo Rocosos

Índice RMR (Rock Mass Rating)

Para determinar la calidad del macizo rocoso, se determinó el grado base (RMR) mediante mapeo de geomecánico (mapeo lineal lineal en detalle) de cada sección del primer piso mediante cocción, con una longitud de sección frontal de aproximadamente 50 m de avance. El valor corresponde a la longitud promedio estimada.

Durante este proceso se observaron las cualidades del macizo rocoso. También se observan rocas de variaciones entre blanco y negro en las áreas grises y verdes de textura media a gruesa pertenecientes al granito.

1. Resistencia a la Compresión Uniaxial (σ_c)

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 * IR * \delta + 1.01)} \quad (\text{Ecu. 2.5})$$

Dónde:

IR: Índice de rebote del martillo Schmidt

δ : Peso específico de la roca

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca (MPa)

IR: 51.50 (para nuestro caso en promedio)

δ : 2.70 Tn/m³ o 26.49 KN/m³

Reemplazando en la ecuación 2.5, se tiene:

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 * 51.5 * 26.49 + 1.01)}$$

$$\sigma_c = 162.38 \text{ MPa}$$

$$\sigma_c = 1655.25 \text{ Kg/cm}^2$$

Valoración: 12

2. RQD (Rock Quality Designation)

Para el cálculo de RQD (Rock Quality Designation) aremos uso de ecuación 2.3.

$$RQD = 100 * e^{-0.1*\lambda} * (0.1 * \lambda + 1) \quad (\text{Ecu. 2.7})$$

Dónde:

λ : Número de discontinuidades por metro lineal

λ : 475 (promedio para nuestro mapeo).

Longitud de la línea: 50 m

Entonces calculando número de discontinuidades:

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fisuras}}{\text{Espacio (span)}} \quad (\text{Ecu. 2.8})$$

$$\lambda = \frac{475 \text{ Disc.}}{50 \text{ m}} = 9.50 \text{ disc./m}$$

Reemplazando en ecuación 2.7, se obtiene:

$$RQD = 100 * e^{-0.1*9.5} * (0.1 * 9.5 + 1)$$

$$RQD = 75.41 \%$$

Valoración: 17

3. Espaciamiento de Discontinuidades

Para determinar el espaciamiento con mayor frecuencia se empleó un procedimiento estadístico, de un total de 162 datos como se muestra en el cuadro.

Tabla N°. 52: *Espaciamiento entre discontinuidades*

Espaciado (mm)	N° de datos
> a 2000 mm	15
2000 mm – 600 mm	22
600 mm – 200 mm	49
200 mm – 60 mm	46
< a 60 mm	30
Total	162

Fuente: Autores de Tesis

A continuación, se muestra el siguiente histograma



Figura N°. 91: Muestras determinadas estadísticamente

Fuente: Autores de Tesis

El espaciamiento esta entre 200mm a 600mm

Valoración: 10

4. Condiciones de Discontinuidades

La roca presenta en todo ese dominio estructural

- ❖ Apertura de las fracturas están entre 0.1 a 1 mm
- ❖ Persistencia de las discontinuidades están entre 1 y 3 m
- ❖ El macizo rocoso es rugoso < 1 mm de distanciamiento
- ❖ Muros de roca con relleno duro de menor a 5 mm
- ❖ Ligeramente alterada

Valoración: 5 + 4 + 6 + 4 + 5 = 24

5. Aguas subterráneas

La zona presenta ligeramente húmedo en partes de los tramos analizados

Valoración: 10

Tabla N°. 53: Cálculo de RMR según Bieniawski

Nº	Parámetros		Escala de Valores						
1	Resistencia de la Roca Intacta	Bajo Carga Puntual	> 80 Kg/cm ²	40 - 80 Kg/cm ²	20 - 40 Kg/cm ²	10 - 20 Kg/cm ²	< 10 Kg/cm ²		
		A Compresión Simple Kg/cm ²	> 2000	1000 a 2000	500 a 1000	100 a 500	100 a 250	30 a 100	10 a 30
	Valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90 - 100%	75 - 90%	50 - 75%	25 - 50%	0 - 25%		
	Valor	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de Juntas		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Valor	20	15	10	8	5			
4	Condición de discontinuidades	Apertura	0	< 0.1mm	0.1 - 1mm	1 - 5mm	> 5mm		
		Valor	5	5	4	1	0		
		Persistencia	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	Lisa	Plana		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Duro <5mm	Duro >5mm	Blando <5mm	Blando >5mm		
		Valor	6	4	2	2	0		
Alteración	No alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				
Valor	6	5	3	1	0				
5	Presencia de Agua	Cant. Infiltración 10m. Tunel	Nulo	<10 Lt/min	10-25 Lt/min	25-125 Lt/min	>125 Lt/min		
			Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
		Valor	15	10	7	4	0		

Fuente: Autores de Tesis

Se obtiene sumando los valores anteriores de esta manera:

$$\mathbf{RMR = 12 + 17 + 10 + 24 + 10 = 73}$$

Luego como la dirección de la excavación es a favor del buzamiento de las discontinuidades con un ángulo promedio de 41°. Entonces se va a restar 2 y al final obtener el RMR final:

$$\mathbf{RMR=71-2}$$

$$\mathbf{RMR=71}$$

Índice de importancia del Macizo rocoso (Q)

Índice de importancia Q de Barton procedemos a determinar con la siguiente ecuación 2.13.

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

Dónde:

$$RQD: 75.41\%$$

$$J_n: \text{Una familia de juntas} = 2$$

$$J_r: \text{Junta rugosa o irregulares ondulada} = 3$$

$$J_a: \text{Caras de la junta únicamente manchadas} = 1$$

Reemplazando en la ecuación se tiene:

$$Q = \frac{75.41}{2} * \frac{3}{1}$$

$$Q = 113.115$$

Este resultado de Q utilizaremos para estimar el Índice de Resistencia Geologica (GSI) y se tiene con la siguiente ecuación 2.14.

$$GSI = 10 * \log Q + 44 \quad (Ecu. 2.14)$$

Reemplazando Q en la ecuación

$$GSI = 10 * \log(113.115) + 44$$

$$GSI = 64.5$$

Relaciones entre RMR y GSI

Se estima el GSI a partir del RMR y Q. la interacción existente entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizado, se menciona de la siguiente manera.

Para el caso de RMR₇₆ se calculara

$$RMR_{76} > 18 \rightarrow GSI = RMR_{76}$$

$$RMR_{76} < 18 \rightarrow \text{No se emplea el } RMR_{76} \text{ para tener el GSI}$$

Para el caso de RMR₈₉ se calculara

$$RMR_{89} > 23 \rightarrow GSI = RMR_{89} - 5$$

$$RMR_{89} < 23 \text{ no se emplea el } RMR_{89} \text{ para tener el GSI.}$$

Entonces:

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (Ecu. 2.11)$$

$$GSI = 71 - 5$$

$$GSI = 66$$

4.4.3.2. Ecuación de Ashby para Calcular el Consumo Específico de Explosivos

La propuesta de Ashby compara los parámetros geomecánicos de un consumo particular de explosivos. En este estudio, modificamos algunos términos para usar directamente los índices RMR, GSI y RQD. Además de ser utilizado en la construcción de obras mineras y subterráneas.

Se tiene la ecuación de Ashby:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (J_v)}} \quad (Ecu. 2.16)$$

Dónde:

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

ρ_r : Densidad de la roca (2.70 ton/m³)

φ : Angulo de fricción interno



i : Angulo de rugosidad

paso 1.

Para empezar sabemos que: $\phi + i = \text{ángulo de fricción del macizo } (\phi)$.

Reemplazando ahora la ecuación 2.13 queda de la siguiente forma:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\phi)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (J_v)}} \quad (\text{Ecu. 2.17})$$

Ahora se toma la ecuación Geomecánica

$$\phi = 5 + \frac{RMR}{2} \text{ (deg)}$$

Reemplazando en la ecuación 2.17 de Ashby se tiene:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(5 + \frac{RMR}{2})}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (J_v)}} \quad (\text{Ecu. 2.19})$$

Paso 2.

Cuando se habla de “ J_v ” se puede ver la conocida ecuación de Palmstrom (1974).

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v \quad (\text{Ecu. 2.20})$$

Desplazando la ecuación se tiene:

$$J_v = \frac{115 - RQD}{3.3}$$

Luego se reemplaza en la ecuación de Ashby y se tendrá la ecuación final.

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(5 + \frac{RMR}{2})}{\sqrt[3]{(\frac{115 - RQD}{3.3})}} \quad (\text{Ecu. 2.21})$$

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

$$GSI = RMR - 5$$

$$RMR = GSI + 5 \quad (\text{Ecu. 2.22})$$

Reemplazando la Ecu. 2.22 en la Ecu. 2.21 queda.

$$C.E = \frac{0.56 * \rho_r * \tan(\frac{15 + GSI}{2})}{\sqrt[3]{(\frac{115 - RQD}{3.3})}} \quad (\text{Ecu. 2.23})$$

Dónde:

$C.E$: Sigue siendo el consumo específico de explosivo (kg/m^3)

$$C.E = \frac{0.56 * 2.70 * \tan(\frac{15 + 66}{2})}{\sqrt[3]{(\frac{115 - 75.41}{3.3})}}$$

$$C.E = 0.564 \text{ Kg/m}^3$$

4.4.3.3. Análisis y Cálculo de Constantes, Índices y Factores de Voladura

Hallamos las siguientes constantes a partir del C.E, los cuales son valiosos en un diseño de voladura:

- ◆ Constante de roca “C” propuesto por Langefors (1978).
- ◆ Factor de roca “A” (rock factor).
- ◆ Factor de energía.
- ◆ Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga. (Tachnical powder factor).
- ◆ Índice de volabilidad (Blastability index).

Ahora calculamos la constante de roca sueca “C” según la ecuación 2.28:

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052 \quad (\text{Ecu. 2.28})$$

$$C = 0.8784 * 0.56 + 0.0052$$

$$C = 0.50 \text{ Kg/m}^3$$

Para más adelante predecir la fragmentación es necesario conocer el factor de roca “A” esto calculamos según la ecuación:

$$A = 96.667 * (C.E)^3 - 138.5 * (C.E)^2 + 75.883 * (C.E) - 4.41 \quad (\text{Ecu. 2.30})$$

$$A = 96.667 * (0.56)^3 - 138.5 * (0.56)^2 + 75.883 * (0.56) - 4.41$$

$$A = 11.63$$

El límite más bajo para “A” incluso en tipos de roca muy débiles es $A = 8$ y el límite superior es $A = 12$. La base de nuestra estructura piloto ha sido destruida y alterada.

Bueno, en este caso tienes razón, los cimientos de SOTRAMI han sido destruidos y alterados, por así decirlo, es geográficamente autoritario.

Para lograr esto, calcule los siguientes coeficientes:

Índice de volabilidad de Lilly (BI)

$$BI = \frac{C.E}{0.004} \quad (\text{Ecu. 2.26})$$

$$BI = 140$$

Factor de energía (FE)

$$FE = 30 * C.E \quad (\text{Ecu. 2.32})$$

$$FE = 16.80 \text{ MJ/Tn}$$



4.4.3.4. Recopilación de Datos

Las referencias incluyen cómo se recopilaban los datos durante el proyecto, los parámetros de la red de perforación que se pintarán durante las pruebas para determinar las características del lecho rocoso, el uso correcto de los grados y varios explosivos. Las pruebas realizadas se reflejan en el Túnel 2140

como un ejemplo de mapeo geotécnico cara a cara y de campo para la calidad de la roca (RQD), clasificación RMR y resistencia a la compresión simple de la roca. Variado. Los cálculos se realizan para encontrar cargas y distancias, y los tipos y ajustes de malla se diseñan en función de los datos y resultados obtenidos. Todos los datos se registran en cuadernos, tablas de Excel y registros de evidencia fotográfica.

Tabla N°. 54: Recopilación de base de datos de control de explosivos de la Gal. 2140E

Control de Explosivos Noviembre 2019 - Contrata Minera Amantina Peru S.A.C																							
FECHA	TURNO	LABOR	ZONA	Seccion	Tipo roca	Tipo perforacion	Taladros de alivio	Altitud perforacion(pies)	Taladros Cargados	Taladros perforados	Pies Perforados	Resultado	Semexsa 65%	Semexsa 75%	Emulex 65	Emulex 80	Carmex 1.8	Carmex 2.1	Mecha Rapida	Avance	Nº de Disparo	Nº de Vales	
4/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	36	39	234	E	246						36	6	1.7	1	10026
4/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	4	6	35	39	234		245						35	7	1.7	1	10023
5/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	5	35	38	190		240				35			6	1.4	1	10030
5/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	36	39	234				50	176			36	6.5	1.7	1	10032
7/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	35	38	228				52	172			36	6	1.7	1	10034
7/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	37	40	240				142	90			37	7	1.7	1	10036
8/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	4	35	38	152				164	10	35			6	1.2	1	10042
8/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	4	36	39	156				165	12	36			6	1.2	1	10043
9/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	37	40	240				156	80			37	7	1.7	1	10406
10/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	4	5	36	40	200				120	80	35			6	1.4	1	10407
10/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	38	41	246				154	86			38	6.5	1.7	1	10046
11/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	36	39	234				168	72			36	8	1.7	1	10404
11/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	38	41	246				266	0			38	7	1.7	1	10405
12/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	35	38	228				240	0			35	6	1.7	1	10401
12/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	39	42	252				106	139			39	6	1.7	1	10408
13/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	37	40	240				100	140			37	6	1.7	1	10481
13/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	4	5	35	39	195				102	90	35			6	1.4	1	10489
14/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	4	36	39	156				90	79	36			6.5	1.2	1	10482
15/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	40	43	258				45	200			40	6	1.7	1	10484
15/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	5	34	37	185				72	130	34			7	1.4	1	10483
16/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	36	39	234		242						36	7	1.7	1	10500
16/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	4	36	39	156		175						36	8	1.2	1	10497
17/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	37	40	240		242						37	6	1.7	1	10499
17/11/2019	Noche	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	4	5	36	40	200				56	180	36			6	1.4	1	10498
18/11/2019	Dia	GL 2140 E	Santa Rosa	2.1*2.2	D	F	3	6	36	39	234				112	28			36	7	1.7	1	10662

Fuente: Autores de Tesis

Tabla N°. 55: Toma de datos de disparos (in situ) desde el 11 de octubre al 19 de noviembre

Ítem	Turno	Fecha	Longitud Perforación (m)	Avance Real(m)
1	Día	11/10/2019	1.65	1.61
2	Noche	12/10/2019	1.68	1.63
3	Día	13/10/2019	1.66	1.61
4	Noche	14/10/2019	1.67	1.62
5	Día	15/10/2019	1.70	1.65
6	Noche	16/10/2019	1.71	1.65
7	Día	17/10/2019	1.65	1.60
8	Noche	18/10/2019	1.68	1.64
9	Día	19/10/2019	1.67	1.62
10	Noche	20/10/2019	1.71	1.66
11	Día	21/10/2019	1.69	1.50
12	Noche	22/10/2019	1.72	1.66
13	Día	23/10/2019	1.70	1.63
14	Noche	24/10/2019	1.67	1.61
15	Día	25/10/2019	1.65	1.61
16	Noche	26/10/2019	1.64	1.59
17	Día	27/10/2019	1.67	1.62
18	Noche	28/10/2019	1.68	1.60
19	Día	29/10/2019	1.65	1.58
20	Noche	30/10/2019	1.70	1.63
21	Día	31/10/2019	1.66	1.59
22	Noche	01/11/2019	1.68	1.63
23	Día	02/11/2019	1.65	1.59
24	Noche	03/11/2019	1.66	1.60
25	Día	04/11/2019	1.69	1.64
26	Noche	05/11/2019	1.71	1.61
27	Día	06/11/2019	1.72	1.65
28	Noche	07/11/2019	1.65	1.53
29	Día	08/11/2019	1.68	1.59
30	Noche	09/11/2019	1.64	1.58
31	Día	10/11/2019	1.65	1.60
32	Noche	11/11/2019	1.67	1.62
33	Día	12/11/2019	1.70	1.64
34	Noche	13/11/2019	1.69	1.63
35	Día	14/11/2019	1.66	1.60
36	Noche	15/11/2019	1.65	1.59
37	Día	16/11/2019	1.68	1.62
38	Noche	17/11/2019	1.67	1.60
39	Día	18/11/2019	1.72	1.65
40	Noche	19/11/2019	1.71	1.64

Fuente: Autor de Tesis



Mapeo Geomecánica de la Galería 2140 E

Primero: Se escoge una zona más característica de la labor y se pintó un metro cuadrado para identificar y contabilizar las fracturas que atraviesan dentro del metro cuadrado obteniéndolo 10 fracturas para luego valorar llevando a una cartilla geomecanica.

Segundo: las condiciones de rigidez o resistencia del racimo se calculan golpeando con el martillo de un científico o geólogo y, dependiendo del número de golpes o hundimientos, si se golpea tres veces puede romperlo..

Tercero: El grado de aplastamiento se determina usando la tabla del Índice de Resistencia Geológica (GSI) reflejada en el mapa geomecánico. Este es tanto el número de golpes como el número de golpes que la roca puede aplastar o tocar, y el tipo que está bien aplastado. Para las rocas, es importante estimar los factores que influyen, como el flujo de agua, las condiciones de aplastamiento, la presencia de fallas y la intersección de las direcciones y estructuras de discontinuidad.



Figura N°. 92: Mapeo geomecánico en la Gal. 2140 E

Fuente: Autores de Tesis

4.4.3.5. Diseño de mallas de perforación y voladura según método de Roger

Holmberg en la Gal 2140 E

Para el diagrama de voladura, nos referimos al modelo de López Jimeno y usamos el algoritmo de Roger Homberg para calcular la carga y otros parámetros para definir el proyecto. Se inicia por definir las variables y proceda al cálculo de los resultados teóricos a graficar. Compare la red de concesión y la distancia hacia adelante de cada movimiento con la estrategia experimental.

Antecedentes de Perforación y Voladura en la labor 2140E

Los datos de la base de datos de perforación y voladura, según la investigación básica, muestran los informes diarios de perforación y voladura de los diferentes departamentos, el orden de consumo de explosivos y la longitud de la línea eléctrica por el multiplicador de los perforadores anunciados anteriormente. Y luego de recolectar información, el área de voladuras de la Unidad Minera SOTRAMI SA.

a. Malla de Perforación

El área de planeamiento Proporciona un diseño de la geometría de la cuadrícula utilizada para las rocas Tipo IIB del área planificada junto con el área de perforación y voladura. Para una longitud de perforación de 6 pies, algunos trabajadores utilizan este formulario debido a la falta de estándares adecuados para la perforación y al conjunto explosivo de toda la unidad minera.

- Dimensión de la labor: 2.10m x 2.40m
- Cantidad de taladros perforados: 45 taladros/frente
- Total, taladros cargados: 42 taladros/disparo
- Taladros de alivio: 03 taladros
- Perforación efectiva: 1.62 m
- Diámetro de taladro: 41mm
- Tiempo de perforación: 150 min/frente
- Longitud de taladro: 1.80m
- Eficiencia de perforación: 90.2 %
- Metros perforados: 72.90 m



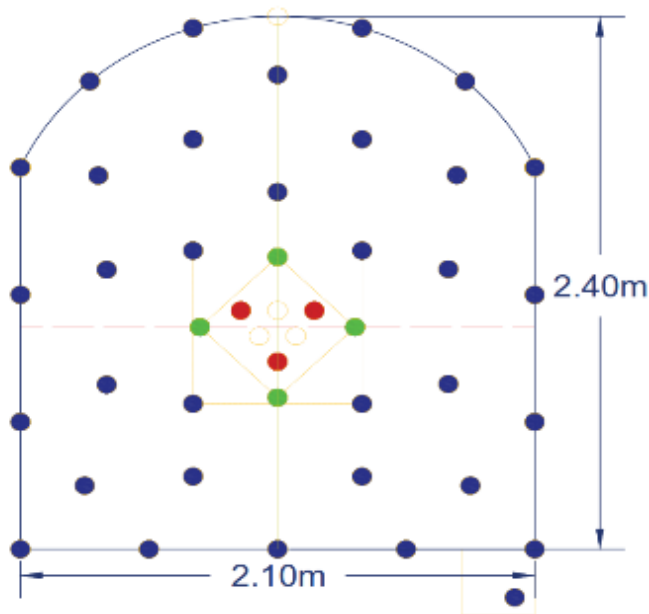


Figura N°. 93: Malla de perforación con el diseño anterior utilizado por los trabajadores

Fuente: Autores de Tesis

b. Pedido de Explosivos por Frente

La cantidad de explosivos requerida por la persona a cargo del barril de pólvora varía. Esto se debe a que no existe una perforación y voladura estándar para cada roca y el capataz requiere la cantidad de carga requerida en función de los pozos de perforación determinados empíricamente en el frente. Se han recogido algunos comprobantes de salida de explosivos y se ha obtenido la siguiente tabla.

Tabla N°. 56: Vale de explosivos anterior empleado para roca tipo II

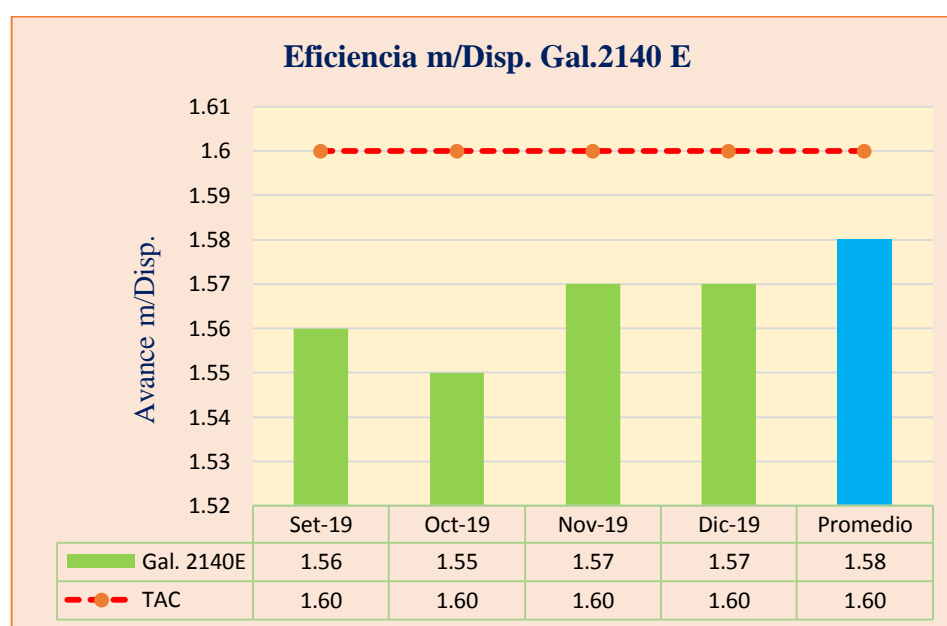
Distribución de Carga	N° Taladros		Cebo			Columna
	Cargados	Vacios	Cant.	Tipo	Cant.	Tipo
Arranque	3	3	1	.Emulex 80%	6	.Emulex 80%
Ayuda Arranque	4		1	.Emulex 80%	6	.Emulex 80%
Produccion	5		1	.Emulex 80%	6	.Emulex 80%
Cuadradores	4		1	.Emulex 80%	6	.Emulex 80%
Hastiales	4		1	.Emulex 80%	5	.Emulex 65%
Ayuda arrastre	4		1	.Emulex 80%	6	.Emulex 80%
Arrastre	5		1	.Emulex 80%	6	.Emulex 80%
Ayuda corona	5		1	.Emulex 80%	6	.Emulex 65%
Corona	6	1	1	.Emulex 80%	5	.Emulex 65%
Cuneta	1		1	.Emulex 80%	4	.Emulex 80%
Total tal. perf.	41	4		45 Taladros		
Total Cartuchos				195 Emulex 80%		80 Emulex 65%
Total explosivos				30.84 Kg		275 Cart.

Fuente: Autores de Tesis

c. Eficiencia de Longitud de Avances Lineales

Las eficiencias son también actividad de voladura que influyen la total de metros de avance por disparo, cuando produce mayor cantidad de incidencias de voladura por disparo se logrará mínimas eficiencias. Como se visualiza en la siguiente tabla 57 el avance promedio fluctúa por debajo de la línea del TAC (Tabla de la adecuación a la calidad), de modo que se generan las pérdidas económicas para la valorización de la contrata minera y así también afecta el cumplimiento de metraje programado en la Galería 2140 E por mes.

Tabla N°. 57: Deficientes de avances metros por disparo

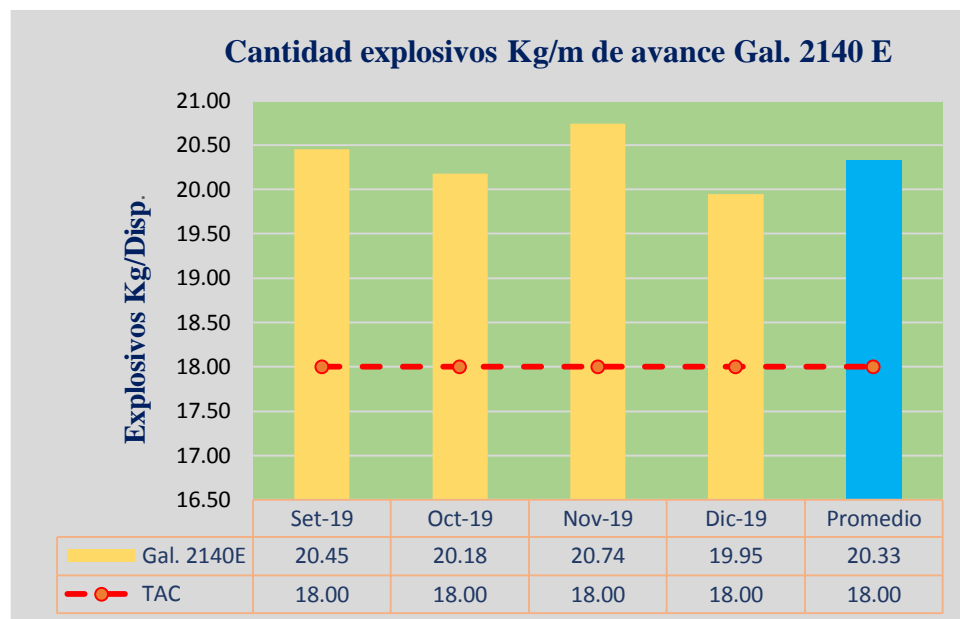


Fuente: Autores de Tesis

d. Cantidad de Explosivo por Avance Lineal

El consumo de explosivos excesivo promedio de 30.64 Kg/m de avance lineal en el frente que está por encima del TAC que es de 28 Kg/m de avance, el líder de la labor o el supervisor de primera línea pide su vale de salida de explosivos creyendo cuando se carguen a más de 90% de los taladros incluso llegando al 100% pueda tener disparos eficientes y en el recargado de disparos deficientes que todo esto nos genera penalidades para la contrata minera.

Tabla N°. 58: Factor de carga por metro lineal de avance

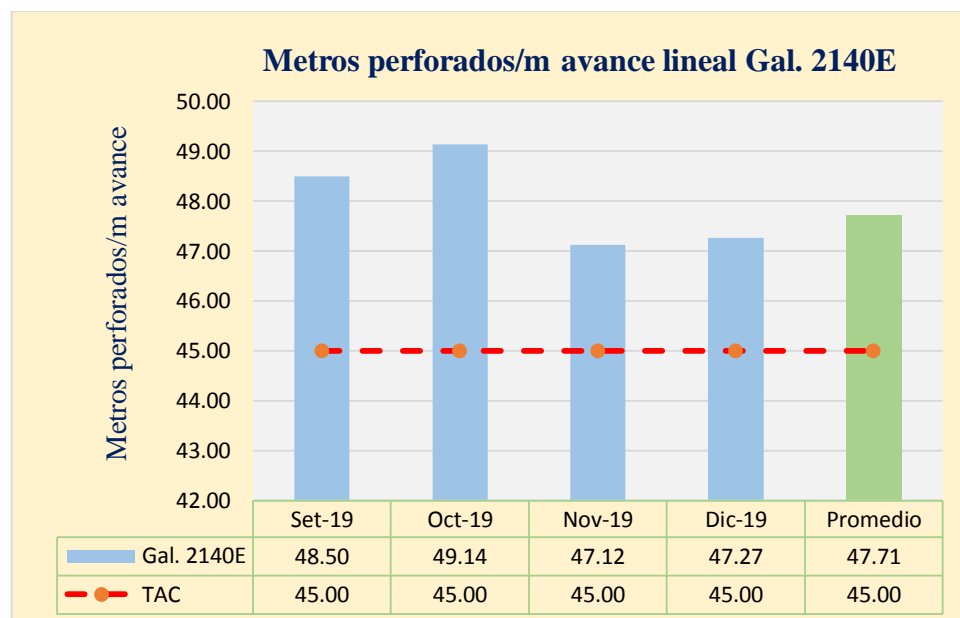


Fuente: Autores de Tesis

e. Metros Perforados por Avance Lineal

Se refieren a los metros perforados o pies lo cual tiene una influencia en el avance aseas en los disparos así mismo en el consumo d aceros la cual tendremos como efecto la voladura

Tabla N°. 59: Metros perforados excesivos x m/avance



Fuente: Autores de Tesis

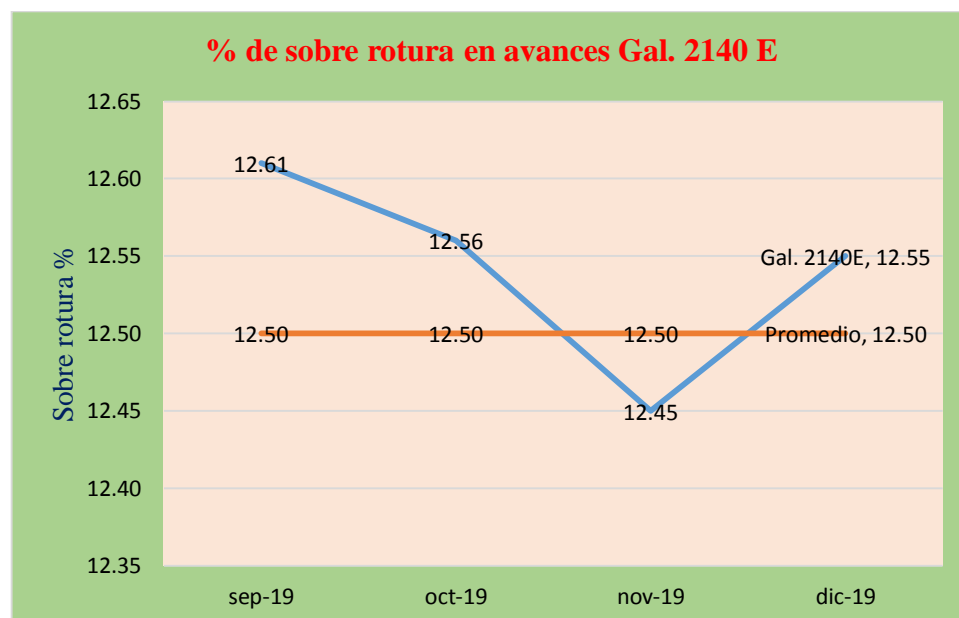
f. **Perdidas por Deficiencias en Avances**

Por todas las deficiencias acumuladas durante los meses de perforación y voladura se influyen en metros de avance perdidas, ya que la Unidad Minera SOTRAMI S. A. proporciona un TAC de eficiencias que es de 1.60m por disparo, para todas las eficiencias obtenidas inferior al TAC nos indica pérdidas económicas e incumplimiento de programa mensual de avance.

g. **Porcentaje de sobre Rotura en la Galería**

Los porcentajes de sobre roturas se genera por la mala distribución y secuencia de explosivos de alta potencia en la parte de corona y hastiales de la labor, el líder de la labor desconoce sobre la voladura controlada en la corona y hastiales de la labor y carga completamente, que hacen que se genere excesivas roturas.

Tabla N°. 60: *Porcentaje de sobre rotura en avances*



Fuente: Autor de Tesis

Descripción de la Galería

La Gal.2140E del nivel 06 zona Santa Rosa de la Mina SOTRAMI S. A., por las dimensiones (2.10m x 2.20m) de la labor se ha visto más conveniente ejecutar de modo convencional con máquinas perforadoras neumáticas Jackleg RNP seco más la limpieza del material con un Pala neumática EIMCO-12B y acarreo de material con locomotoras SERMINSA a batería.

La galería cuenta con ventilación eléctrica para proseguir la operación mina sin ningún problema de asfixia gaseamiento, etc. hacia el personal. Para la

extracción de desmonte, la galería cuenta con 01 cámara de acumulado o echadero de material estéril y luego llevar dicho material hacia superficie y sin perjudicar al personal que están realizando los trabajos en el frente de avance. A continuación, se tiene los datos de campo usados para el diseño de voladura:

Tabla N°. 61: Especificaciones técnicas de la Galería

DESCRIPCION DEL LUGAR			
LABOR	Zona	Santa Rosa	
	Nivel	06	
	Labor	GL. 2140E	
	Sección(m)	2.10 x 2.20	
	Arco(m)	0.60	
PARÁMETROS DE ROCA			
DATOS DE CAMPO	RMR	71	
	GSI	66	
	RQD (%)	75.41	
	Resistencia a la compresión (Mpa)	162.38	
	Densidad (gr/m3)	2.70	
	PARAMETROS DE PERFORACION		
	Diámetro de la broca perforado(mm)	36	
	Diámetro de la broca alivio equivalente(mm)	72	
	Longitud de taladro(pies)	6	
	Eficiencia de perforacion (%)	95	
Porcentaje de acoplamiento (%)	80		
Angulo de los taladros de contorno (°)	3		
Desviacion angular(mm/m)	10		
Error de emboquille(mm)	20		
TIPO DE EXPLOSIVO EMULEX 80 % 1"X8"			
DATOS DE EXPLOSIVOS	Densidad relativa (gr/cm3)	1.14	
	Velocidad de detonacion (m/s)	5000	
	Presion de detonacion (kbar)	75	
	Energia (kcal/kg)	4,180	
	Volumen normal de gas (l/kg)	830	
	Potencia relativa en peso (%)	113	
	Potencia relativa en volumen (%)	120	
	Sensibilidad al fulminante N°	8	
	Resistencia al agua(horas)	72	
	Categoría de humos	Primera	

Fuente: Autor de Tesis

Especificaciones Técnicas de Explosivos

Emulsión: Es un tipo de explosivo para ser empleada para cargar en taladros con presencia de agua por su excelencia resistencia y gracias a su alto poder rompedor, es apropiada para ser utilizado como cebo o primera carga de columna en taladros de diámetro pequeño a intermedios en trabajos de minerías subterráneas y muestran los mismos patrones que los hidrogeles, pero sin embargo son mejores en la potencia y la resistencia al H₂O (agua), de acuerdo a su excelente consistencia al h₂o puede ser empleado en taladros con presencia de agua ofreciendo buenos resultados de fragmentación. Dando el bajo nivel de gases que genera esta emulsión y reduce los tiempos muertos para reingresos a las operaciones.

Las emulsiones que se tiene en la unidad son de la línea de explosivos EXSA (Emulex).

Semexsa: Es una de las dinamitas formuladas para reducir los costos de chancado, así como también para emplear en voladuras secundarias que nos facilitan una buena fragmentación de la roca, es buena para emplear en carguío de taladros en áreas fracturados y sin presencia de agua que presentan dificultad, gracias a su consistencia simpatía y sensibilidad que optimiza a reducir los tiempos y carguío de explosivo, pero el nivel de gas que genera es superior al de emulsiones.

Tabla N°. 62: Especificaciones técnicas de los explosivos a usar

Explosivo	Dimensiones (diam x long)	Densidad (gr/cm ³)	Peso/unid (Kg)
Emulex 80%	1" x 8" =25.4x203.2mm	1.14	0.113
Semexsa 65%	7/8" x 7"=22.23 x 177.8mm	1.12	0.081
Exsablock 45%	7/8" x 7"=22.23 x 177.8mm	0.95	0.072

Fuente: Autores de Tesis

Tabla N°. 63: Algunas propiedades y características de los explosivos

Descripción	Unid.	Emulex		Gelatina		Exadit		Semexa	Exsablock
		65%	45%	75%	65%	45%	65%	45%	45%
Densidad	gr/cm ³	1.12	1	1.38	1.05	1.02	1.12	1.08	0.95
VEO	m/s	5100	4100	5500	3600	3400	4200	3800	2800
Presion de detonacion	kbar	84	50	157	82	73	94	87	23
Energia	KJ/kg	4,060	3,450	3,520	3,010	3,000	3,130	3,060	1,720
Volumen normal de gas	lit/kg	910	930	878	940	945	932	939	
RWS _{ANFO}	%	110	90	95	83	82	85	83	47
RBS _{ANFO}	%	150	157	160	105	100	116	109	45
Resistencia al agua	hora	72	72	12	2	2	6	2	
Vida util	mes					18	18	18	

Fuente: (EXSA, 2019)

Carmex: El carmex viene a ser uno de los accesorios que fueron diseñados con el fin de dar seguridad y eficiencia al sistema de iniciación para ejecutar voladuras convencionales. El carmex está constituido esencialmente por los siguientes elementos:

- 01 fulminante común número ocho (N° 8).
- 01 trozo de mecha de seguridad.
- 01 conector para la mecha rápida.
- 01 seguro de plástico (block de sujeción), su función de este block es asegurar la mecha rápida al conector ensamblado con el empleo de instrumentos fijadoras neumáticas asegurando con ello la hermeticidad del fulminante → mecha de seguridad → conector.

Cálculos para emplear el plan de Arranque con cuatro Secciones

Se utiliza el algoritmo sueco de Roger Holmberg para diseñar o mejorar la malla de perforación y voladura de esta manera obtendremos los resultados favorables que se desean:

Paso 01: Calculo de la densidad de carga de explosión (q_e).

$$q_e = \rho_{exp} * \frac{\pi * \varnothing_{exp}^2}{4} * 10^{-6} \quad (Ecu. 2.44)$$

Donde:

ρ_{exp} =densidad del explosivo utilizado (Kg/m³)

\varnothing_{exp} = diámetro de explosivo (mm)



$$q_e = 1140 * \frac{\pi * 25.4^2}{4} * 10^{-6} = 0.577 \text{ Kg/m}$$

Paso 02: Avance por Disparo según el diámetro de broca y longitud de barreno

En este cálculo es importante conocer el diámetro de los taladros de alivio que se emplearán en el diseño de voladura. Determinando el avance por disparo según el diámetro de la broca y la longitud del barreno.

La profundidad de los taladros se puede estimar según la siguiente ecuación 3.38.

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi_2 - 39.4 * \phi_2^2 \quad (\text{Ecu. 2.36})$$

Dónde:

ϕ_2 = Diámetro del taladro perforado sin carga explosiva (taladro vacío) (m)

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

$$L = 1.33 \text{ m}$$

Avance efectivo

$$L = 1.33 * 0.95 = 1.26 \text{ m}$$

Avance requerido.

La sección establecida, para ello necesitaremos conocer la longitud total de avance por disparo, disparo máximo por guardia al 95%.

$$L_{pega} = L * Eff \quad (\text{Ecu. 2.35})$$

Donde:

L = Longitud de perforación a 6 pies = 1.82 m

Eff = Eficiencia de la perforación = 95 %

Reemplazando en la ecuación los datos se tiene:

$$L_{disparo} = 1.82 \text{ m} * 0.95 = 1.73 \text{ m}$$

Esto quiere decir que, con un solo taladro de expansión de 36 mm de diámetro solo se podría alcanzar un máximo de 1.26 m de avance, y como ya calculamos el avance requerido es de 1.73 m, por tanto, tenemos dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora. Se optó por perforar taladros juntos de alivio del mismo diámetro.

Cuando se utilizan arranques con varios taladros de alivio en lugar de un solo de mayor diámetro, se calcula un diámetro equivalente:

$$\phi_2 = \phi_2 * \sqrt{NB} \quad (\text{Ecu. 2.37})$$

Donde:

ϕ_2 =Diámetro de taladro de alivio equivalente (m)

$$\phi_2 = \phi_2 * \sqrt{NB} = 0.036 * \sqrt{4} = \mathbf{0.072 \text{ m}}$$

Ahora calculando el avance efectivo

$$L = 0.15 + 34.1 * 0.072 - 39.4 * (0.072)^2$$

$$L = \mathbf{2.40 \text{ m}}$$

$$L' = \mathbf{0.95 * 2.40 = 2.28 \text{ m}}$$

Con 04 taladros de alivio, el diámetro equivalente es más suficiente para alcanzar un avance hasta 2.28 m con una eficiencia de disparo al 100%.

Paso 03: Cálculo del burden en el arranque

Calculo del burden por áreas de influencia que se tiene a continuación:

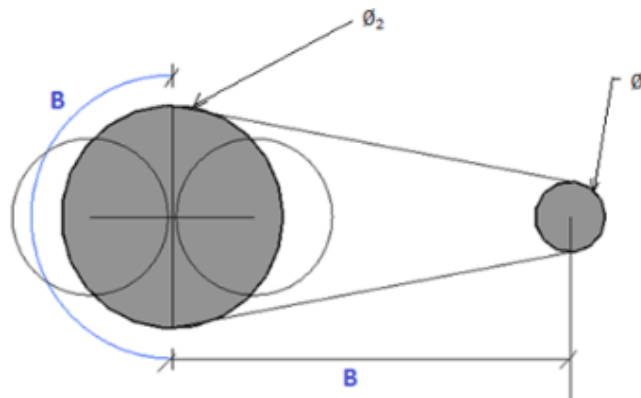


Figura N°. 94: Diámetro equivalente

Fuente: Autores de Tesis

Diseño de arranque

Burden máximo según Roger Holmberg

$$B_a = 1.7 * \phi_2 \quad \text{Ecu. (2.38)}$$

Donde:

ϕ_2 : Diámetro equivalente = 0.072 m

$$B_a = 1.7 * 0.072 = \mathbf{0.12 \text{ m}}$$

Burden practico

$$B_p = B_a - E_p \quad \text{(Ecu. 3.41)}$$

Siempre se tiene una desviación de la perforación por ende se corrige de la siguiente manera.

$$E_p = \alpha * L + e \quad \text{(Ecu. 2.42)}$$

E_p =error de perforación (m)

α =desviación angular (m/m) = 0.01 m

$L =$ Profundidad total de los taladros (m) = $1.83 \times 0.95 = 1.73$ m

$e =$ Error de embuquille (m) = 0.02 m

$$E_p = 0.01 * 1.73 + 0.02$$

$$E_p = \mathbf{0.04\ m}$$

$$B_{ap} = B_a - E_p = 0.12 - 0.04 = \mathbf{0.08\ m}$$

Ancho de la apertura rectangular del arranque

$$A_{ho} = \frac{\varnothing_e}{2} + B_o = \frac{0.072}{2} + 0.08 = \mathbf{0.12\ m}$$

Espaciamiento de los taladros de arranque

$$S_0 = B_{ap} * \sqrt{2}$$

Donde:

S_a : Espaciamiento

B_a : Bunde máximo arranque

$$S_a = 0.08 * \sqrt{2}$$

$$S_a = \mathbf{0.11\ m}$$

Concentración de carga lineal

Se tiene cantidad de carga con la ecuación 2.44

$$q_o = \mathbf{0.58\ Kg/m}$$

Longitud de carga (L_c)

$L_c =$ Longitud del taladro – longitud de taco

$$\text{Longitud de taco} = 10 * \varnothing_1 \quad (\text{Ecu. 2.47})$$

$$\text{Longitud de taco} = \mathbf{0.36\ m}$$

Luego:

$$L_c = 1.74 - 0.36 = \mathbf{1.38\ m}$$

Numero de cartuchos Emulex 80% por taladro (N_{CART})

Emulex 80% de 25.4 mm x 203.2 mm

$$N_{CART} = \frac{L_c}{\text{Longitud del cartucho}}$$

$$N_{CART} = \frac{1.38}{0.2032} = \mathbf{7\ Cart/Tal}$$

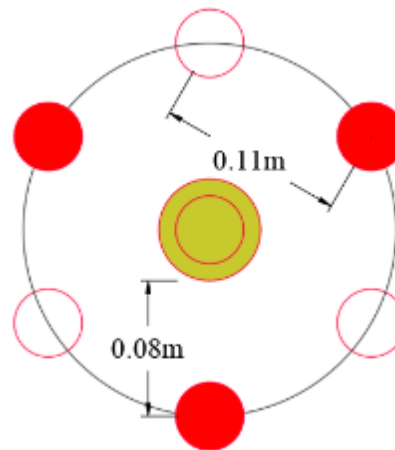


Figura N°. 95: Diagrama de arranque según Roger Holmberg

Fuente: Autores de Tesis

Paso 04: Predicción del fragmentamiento de modelo de Kuz – Ram

Aquí detallamos el tamaño de los fragmentos con el modelo de Kuz-Ram con la siguiente ecuación.

$$\bar{X} = A * (K)^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}} \quad (Ecu. 4.95)$$

Donde:

X= tamaño medio de los fragmentos para parrillas de echaderos (cm) = 8" = 20 cm

A = factor de roca = 11.63

Q_e = Carga para fragmentación (kg)

$$Q_e = (q_1 * Lc) = 0.58 * 1.38 = \mathbf{0.800Kg.}$$

RWS_{ANFO} = .Fuerza .relativa en peso del explosivo en funcion al ANFO (Emulex 80%) = 113%

K = Factor triturante. (consumo específico de explosivo) $kg/m^3 = C.E = 0.50$

sustituyendo en la ecuación 4.95 se obtiene:

$$\bar{X} = 11.63 * (0.36)^{0.8} * (0.80)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{113} \right)^{\frac{19}{30}} = \mathbf{7.12 cm}$$

Los resultados predicen que las jaulas grandes no causarán problemas ya que el tamaño promedio es de menos de 8 pulgadas (20 cm), que es la longitud de la abertura de la red del establo. Interpretando este resultado con una clave técnica, pero podemos decir que 50 litros de material roto son menos de 7,12 cm.

Paso 05: Diseño del arranque de las cuatro secciones según Roger Holmberg**a. Cálculos para el primer cuadrante****Apertura rectangular (A_1)**

Cuando existe un error de perforación la superficie libre " A_{h0} " difiere de la distancia " A_1 apertura rectangular" en la primera sección:

$$A_1 = \sqrt{2} * (B_a - EP) \quad (Ecu. 2.45)$$

$$A_1 = \sqrt{2} * (0.12 - 0.04)$$

$$A_1 = 0.11 \text{ m}$$

Burden máximo para primer cuadrante

$$B_1 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_h * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (Ecu. 2.50)$$

Donde:

A_a : Abertura rectangular de arranque = 0.12 m

q_0 : Concentración de carga = 0.58 kg/m

RWS_{ANFO} : Potencia relativa con respecto al peso de Emulex 80% = 1.13

ϕ_1 : Diámetro de taladro cargado = 0.036 m

C : Constante de la roca = 0.42

$$B_1 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.11 * 0.58 * 1.13}{0.036 * 0.50}}$$

$$B_1 = 0.17 \text{ m}$$

Burden practico (B_1)

$$B_1 = 0.17 - 0.04$$

$$B_1 = 0.13 \text{ m}$$

Nota: Este valor no reemplaza al burden "B" para calcular la concentración lineal de carga " q_1 ".

Espaciamiento para primer cuadrante

$$S_1 = \sqrt{2} * (B_1 + \frac{S_a}{2})$$

$$S_1 = \sqrt{2} * (0.13 + 0.11) = 0.34 \text{ m}$$

Cantidad de cartuchos Emulex 80% de 25.4 mm x 203.2 mm

$$N_{CART} = \frac{\text{Longitud de carga}}{\text{Longitud del cartucho}}$$

$$N_{CART} = 1.38/0.203 = 7 \text{ Cart/Tal}$$

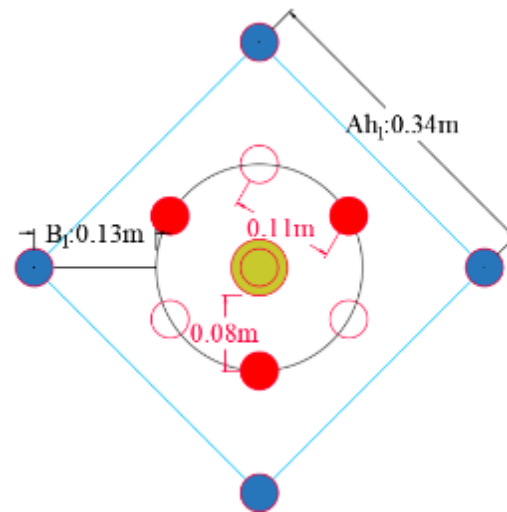


Figura N°. 96: Burden y espaciamento de los taladros del primer cuadrante

Fuente: Autores de Tesis

Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo en el 1^{er} cuadrante (q_1)

$$q_1 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.45})$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m) = 0.072 m

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m) = 0.036 m

B = Dimensión de Burden (m) = 0.13 m

C = Constante de roca = 0.50 kg/m³

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

En este caso usaremos el explosivo EMULEX 80% ($RWS_{ANFO} = 113\% = 1.13$)

$$q_1 = 55 * 0.036 * \left(\frac{0.13}{0.072}\right)^{1.5} * \left(0.13 - \frac{0.072}{2}\right) * \left(\frac{0.50}{0.40}\right) * \frac{1}{1.13} = 0.50 \text{ Kg/m}$$

b. Cálculos para el segundo cuadrante**Apertura rectangular dos o nuevo lado**

$$A_2 = \sqrt{2} * \left(B_{P1} + \frac{A_1}{2} \right) \quad (Ecu. 2.51)$$

$$A_2 = \sqrt{2} * \left(0.13 + \frac{0.22}{2} \right)$$

$$A_2 = \mathbf{0.34 \text{ m}}$$

- Para hallar el resto de las secciones se valora que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “A_{hl}” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “q_l”.

Burden máximo dos según Holmberg

$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_2 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (Ecu. 2.52)$$

$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.34 * 0.50 * 1.13}{0.036 * 0.50}}$$

$$B_2 = \mathbf{0.29 \text{ m}}$$

Burden practico dos para segundo cuadrante

$$B_{P2} = B_2 - E_p \quad (Ecu. 2.53)$$

$$B_{P2} = 0.29 - 0.04 = \mathbf{0.25 \text{ m}}$$

Espaciamiento entre taladros de segundo cuadrante

$$S_2 = \sqrt{2} * \left(B_{P2} + \frac{S_1}{2} \right) \quad (Ecu. 2.54)$$

$$A_2 = \sqrt{2} * \left(0.25 + \frac{0.34}{2} \right)$$

$$S_2 = \mathbf{0.59 \text{ m}}$$

Carga explosiva por taladro

$$T_2 = 10 * \phi_1 \quad (Ecu. 2.57)$$

$$q_2 = q_1 * (L - T) \quad (Ecu. 2.58)$$

$$q_2 = 0.50 * (1.74 - 0.36) = \mathbf{0.69 \text{ Kg/Tal}}$$

Numero de cartuchos Emulex 80% de 25.4 mm x 203.2 mm

$$N_{CART} = \frac{\text{Longitud de carga } (L_c)}{\text{Longitud de cartucho}}$$

$$N_{CART} = \frac{1.38}{0.203} = \mathbf{7 \text{ Cart/Tal}}$$



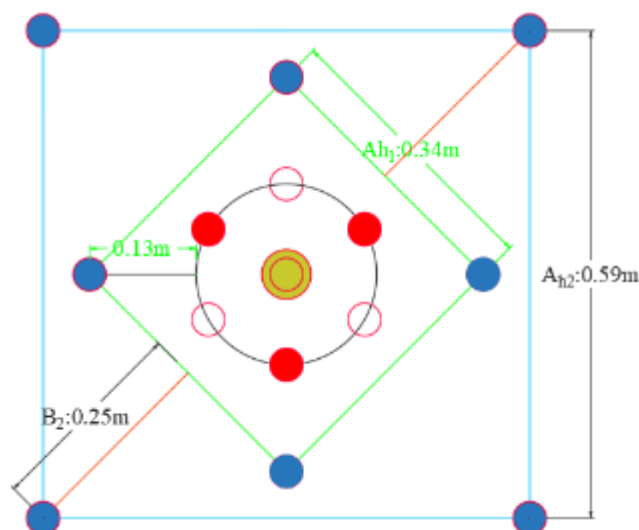


Figura N°. 97: Burden y espaciamiento de los taladros del segundo cuadrante

Fuente: Autores de Tesis

c. Cálculos para el tercer cuadrante

Apertura rectangular A_3

$$A_3 = \sqrt{2} * \left(B_{P2} + \frac{A_2}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.59})$$

$$A_3 = \sqrt{2} * (0.25 + 0.34/2)$$

$$A_3 = 0.59 \text{ m}$$

Burden máximo tres

$$B_3 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (\text{Ecu. 2.60})$$

$$B_3 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.59 * 0.50 * 1.13}{0.036 * 0.50}}$$

$$B_3 = 0.38 \text{ m}$$

Burden practico para el tercer cuadrante

$$B_{P3} = B_3 - E_p \quad (\text{Ecu. 2.61})$$

$$B_{P3} = 0.38 - 0.04$$

$$B_{P3} = 0.34 \text{ m}$$

Espaciamiento entre taladros de tercer cuadrante

$$S_3 = \sqrt{2} * \left(B_{P3} + \frac{A_2}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.62})$$

$$S_3 = \sqrt{2} * (0.34 + 0.59/2)$$

$$S_3 = 0.90 \text{ m}$$

Numero de cartuchos Emulex 80% de 25.4 mm x 203.2 mm

$$N_{CART} = \frac{\text{Longitud de carga } (L_c)}{\text{Longitud de cartucho}} \quad (\text{Ecu. 2.63})$$

$$N_{CART} = \frac{1.38}{0.203} = 7 \text{ Cart/Tal}$$

Cantidad de carga explosiva por taladro

$$q_3 = q_1 * (L - T) \quad (\text{Ecu. 2.64})$$

$$q_3 = 0.50 * (1.74 - 0.36) = 0.690$$

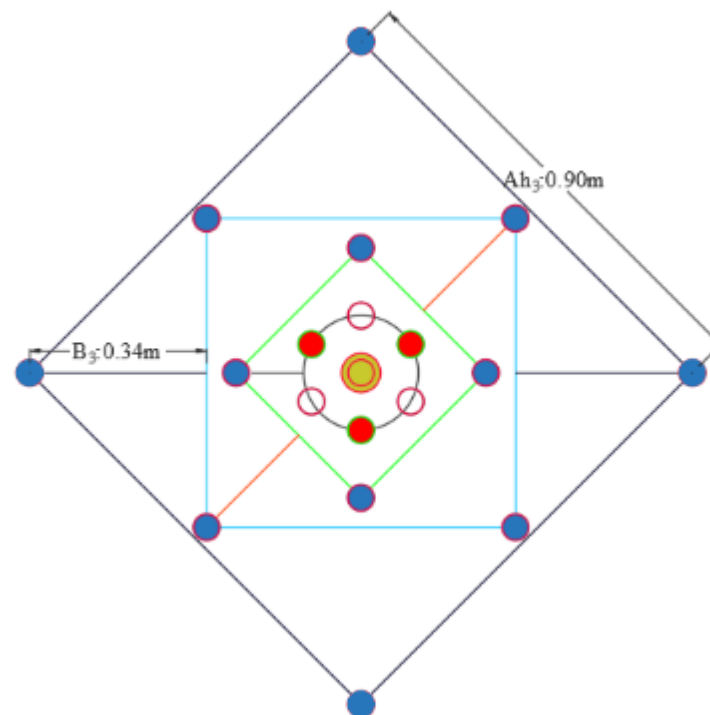


Figura N°. 98: Burden y espaciamiento de los taladros del tercer cuadrante

Fuente: Autores de Tesis

d. Cálculos para el cuarto cuadrante

Apertura rectangular A_4

$$A_4 = \sqrt{2} * \left(B_{P3} + \frac{A_2}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.65})$$

$$A_4 = \sqrt{2} * (0.34 + 0.59/2)$$

$$A_4 = 0.90 \text{ m}$$

Burden máximo para cuarto cuadrante

$$B_4 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_4 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \quad (\text{Ecu. 2.66})$$

$$B_4 = 8.8 \times 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.90 * 0.50 * 1.13}{0.036 * 0.50}}$$

$$B_4 = 0.47 \text{ m}$$

Burden práctico para el cuarto cuadrante será

$$B_{P4} = B_4 - E_p \quad (\text{Ecu. 2.67})$$

$$B_{P4} = 0.47 - 0.04$$

$$B_{P4} = 0.43 \text{ m}$$

$$B_4 = 0.43 + 0.02 = 0.45 \text{ m}$$

Factor de corrección F= +- 0.02

Espaciamiento entre taladros de cuarto cuadrante

$$S_4 = \sqrt{2} * \left(B_{P4} + \frac{A_3}{2} \right) \quad (\text{Ecu. 2.68})$$

$$S_3 = \sqrt{2} * (0.45 + 0.90/2)$$

$$S_3 = 1.27 \text{ m}$$

Numero de cartuchos Emulex 80% de 25.4 mm x 203.2 mm

$$N_{CART} = \frac{\text{Longitud de carga } (L_c)}{\text{Longitud de cartucho}} \quad (\text{Ecu. 2.69})$$

$$N_{CART} = \frac{1.38}{0.203} = 7 \text{ Cart/Tal}$$

Cantidad de carga explosiva por taladro

$$q_4 = q_1 * (L - T) \quad (\text{Ecu. 2.70})$$

$$q_4 = 0.50 * 1.38 = 0.69 \text{ Kg/Tal}$$

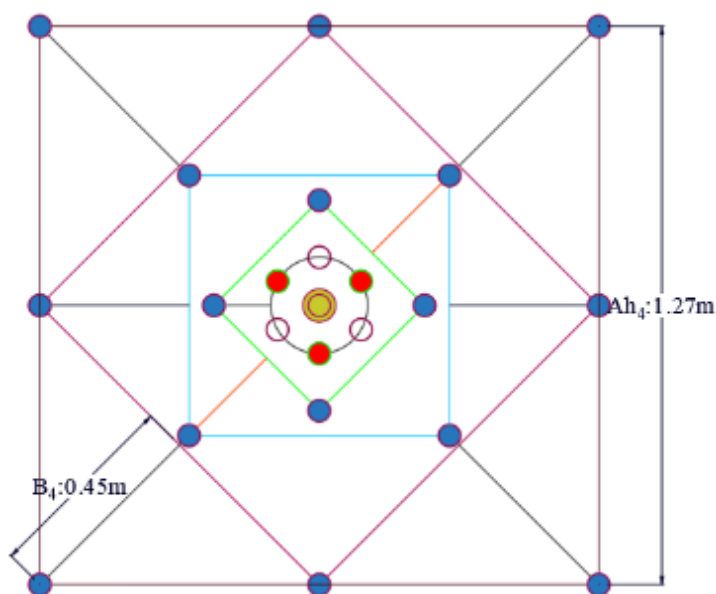


Figura N°. 99: Burden y espaciamiento de los taladros del cuarto cuadrante

Fuente: Autores de Tesis

NOTA: Verificación si es necesario diseñar más cuadrantes

$$A_{h4} \leq \sqrt{L} \rightarrow 1.27 \leq \sqrt{1.74}$$

$$1.27 \text{ m} \leq 1.32 \text{ m}$$

Este valor calculado nos orienta que estamos superior de la limitación por lo tanto no hay necesidad de diseñar más cuadrantes.

Donde:

$$A_{h4} = 1.27 \text{ m}$$

$$L = 1.74 \text{ m}$$

e. Cálculos del arrastres o zapatas

Al calcular el taladro de arrastre, debe tener en cuenta la elevación o el ángulo de inclinación “ γ ” que puede proporcionar a la broca el punto correcto para que se taladre en la siguiente carrera. Para un conductor de 1,82 m, un ángulo de 3 ° corresponde a una desviación / linealidad de 5 cm, dependiendo solo de las características del dispositivo.

Burden máximo

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{\hat{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (\text{Ecu. 2.71})$$

Donde:

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

S/B = Relación entre el espaciamiento y burden (se suele tomar igual a 1).

C = Constante de roca corregida.

$\acute{C} = C + 0,05$ para $B \geq 1,4$ m

$\acute{C} = C + 0,07/B$ para $B < 1,4$ m

C = constante de la roca = $0,50 \text{ kg/m}^3$

$$B_z = 0.9 * \sqrt{\frac{0.50 * 1.13}{(0.50) * 1.45 * 1}} = \mathbf{0.79 \text{ m}}$$

Como B_z es menor a 1.4 m; entonces se propone corregir y utilizar la segunda condición donde constante de roca corregida, será:

$$\acute{C} = 0.42 + 0.07/0.79 = \mathbf{0.59 \text{ kg/m}^3}$$

Reemplazando en la ecuación para calcular el burden máximo con el “c” corregido:

$$B_z = 0.9 * \sqrt{\frac{0.50 * 1.13}{(0.59) * 1.45 * 1}} = \mathbf{0.73 \text{ m}}$$

Burden practico para arrastres

B_{PZ}

$$= \frac{B_z - L * \text{sen} \gamma - E_p}{2} \quad (\text{Ecu. 2.75})$$

$$B_{PZ} = \frac{0.73 - 1.74 * \text{sen} 3 - 0.04}{2}$$

$$B_{PZ} = \mathbf{0.30 \text{ m}}$$

Numero de taladros de zapata o arrastres

$$NT_z = \frac{AT + 2L * \text{sen} \gamma}{B_z} + 2 \quad (\text{Ecu. 2.72})$$

Donde:

AT = Ancho de la galería = 2.10 m

L = Longitud del barreno = 1.74 m

γ = Ángulo de barrenos de contorno = 3°

Se reemplaza valores en la ecuación se obtiene.

$$NT_z = \frac{2.10 + 2 * 1.74 * \text{sen} 3^\circ}{0.73} + 2$$

$$NT_z = \mathbf{4 \text{ taladros}}$$



Espaciamiento de taladros del centro

$$S_{Zc} = \frac{AT + 2L * \text{sen}\gamma}{NT_z - 1} \quad (\text{Ecu. 2.73})$$

$$S_{Zc} = \frac{2.10 + 2 * 1.74 * \text{sen}3}{4 - 1}$$

$$S_{Zc} = \mathbf{0.76 \text{ m}}$$

El espaciamiento (S_{ze}) para taladros de las esquinas

$$S_{ze} = S_{Zc} - L * \text{sen}(\gamma) \quad (\text{Ecu. 2.74})$$

$$S_{ze} = 0.86 - 1.73 * \text{sen}(3^\circ)$$

$$S_{ze} = \mathbf{0.67 \text{ m}}$$

Numero de cartuchos para taladros de arrastres Emulex 80%

$$N_{CART} = \frac{\text{Longitud de carga } (L_c)}{\text{Longitud de cartucho}}$$

$$N_{CART} = \frac{1.38}{0.203}$$

$$N_{CART} = 6.79 \text{ Cart/Tal}$$

Por factor de seguridad se asimila al número entero superior $N_{CART} =$

7 Cart. /Tal

f. Cálculos para la corona o techo

Se está haciendo voladura controlada, usándose dinamitas Semexsa 65% 7/8"x7" de dimensiones.

Espaciamiento de taladros del techo

$$S_c = 15 * \emptyset_1 \quad (\text{Ecu. 2.80})$$

Siendo:

K: constante = [15, 16]

\emptyset_1 : diámetro de taladro = 0.036 m

S/B: La relación de espaciamiento / burden igual a 0.85 para voladura controlada

$$S_c = 15 * 0.036$$

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

Burden máximo de los taladros de techo o corona

$$S/B = 0.85 \quad (\text{Ecu. 2.83})$$

$$B_c = \frac{S_c}{0.85} = \frac{0.54}{0.85} = \mathbf{0.64 \text{ m}}$$

Burden práctico de los taladros del techo

$$B_{PC} = B_c - L * \text{sen}(\gamma) - E_p \quad (\text{Ecu. 2.84})$$



$$B_{PC} = 0.64 - 1.74 * \text{sen}(3) - 0.04$$

$$B_{PC} = \mathbf{0.51 m}$$

Numero de taladros de la corona

$$N_{TC} = \frac{AT + 2 * L * \text{seno}(\gamma)}{S_C} + 1 \quad (\text{Ecu. 2.85})$$

$$N_{TC} = \frac{2.10 + 2 * 1.74 * \text{seno}(3)}{0.54} + 1$$

$$N_{TC} = \mathbf{5 taladros}$$

Espaciamiento practico en la corona

$$S_C = \frac{\text{Longitud de arco } (L_a)}{N_{TC} + 1}$$

$$L_a = \mathbf{2.64 m}$$

$$S_C = \frac{2.64}{5 - 1}$$

$$S_C = \mathbf{0.64 m}$$

Cantidad de carga explosiva mínima en la corona (Qc)

$$Q_{mc} = 90 * \phi_1^2 \quad (\text{Ecu. 2.81})$$

$$Q_{mc} = 90 * 0.036^2$$

$$Q_{mc} = \mathbf{0.12 kg/m}$$

Concentración de carga para corona según Holmberg

$$q_1 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 2.45})$$

Siendo:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de barrenación (m) = 0.036 m

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m) = 0.072 m

B = Dimensión de Burden (m) = 0.13 m

C = Constante de roca = 0.50 kg/m³

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

Para nuestro caso usaremos el explosivo Semexsa 65% (RWS_{ANFO} = 104% = 1.04)

$$\begin{aligned} q_1 &= 55 * 0.036 * \left(\frac{0.13}{0.072}\right)^{1.5} * \left(0.13 - \frac{0.072}{2}\right) * \left(\frac{0.50}{0.40}\right) * \frac{1}{1.04} \\ &= \mathbf{0.54 Kg/m} \end{aligned}$$



Cantidad de cartuchos Semexsa 65% de 22 mm x 177 mm

Como se puede observar en la tabla anterior se requiere 0.54 kg/m de explosivo, pero teóricamente se necesita como mínimo 0.12 kg/m, lo cual decidimos usar el 70% de carga para hacer una voladura controlada.

$$Taco = 15 * \phi_1$$

$$Taco = 15 * 0.036$$

$$Taco = \mathbf{0.54 m}$$

$$N_{CART} = \frac{(L - Taco) * q_1 * 70\%}{W_{cartucho}}$$

Donde:

Peso cartucho dinamita Semexsa 65% 7/8"x7"=0.081kg

$$N_{CART} = \frac{(1.74 - 0.54) * 0.54 * 0.70}{0.081} = \mathbf{5.6}$$

$$N_{CART} = \mathbf{6 Cart/Tal}$$

g. Cálculo para los hastiales o paredes

La longitud del hastial es de 1.70 m, pero restando el burden práctico del arrastre y de la corona, se obtendrá una longitud disponible para taladros del hastial, por tanto, decimos:

$$L_{dh} = Al - B_{ac} - B_{pz} \quad (Ecu. 2.86)$$

Donde:

Al: Altura de la labor (Galería) = 2.20 m

B_{pz}: Burden practico de arrastre = 0.30 m

B_{ac}: Altura de arco de corona = 0.60 m

$$L_{dh} = 2.20 - 0.30 - 0.60 = \mathbf{1.30 m}$$

Burden máximo en los hastiales

$$B_h = 0.9 * \sqrt{\frac{q_z * RWS_{ANFO}}{\hat{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (Ecu. 2.87)$$

Donde:

La orientación de secuencia de salida de los taladros es hacia abajo.

f = Factor de fijación. Generalmente se toma 1,45 para este caso



S/B = Relación entre el espaciamiento y burden (se suele tomar igual a 1.25).

$$B_{mh} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.50 * 1.13}{0.50 * 1.45 * (1.25)}}$$

$$B_{mh} = \mathbf{0.71m}$$

C = Constante de roca corregida.

$$\acute{C} = 0.50 + 0,07/0.71 = 0.60 \text{ para } B < 1,4 \text{ m}$$

$$B_h = 0.9 * \sqrt{\frac{0.50 * 1.13}{0.60 * 1.45 * (1.25)}}$$

$$B_h = \mathbf{0.65 m}$$

Cálculo del Burden apropiado de los hastiales del frente

$$B_{Ph} = \frac{B_h - L * \text{sen}(\gamma) - E_p}{2} \quad (\text{Ecu. 2.88})$$

$$B_{Ph} = \frac{0.65 - 1.74 * \text{sen}(3) - 0.04}{2}$$

$$B_{Ph} = \mathbf{0.26 m}$$

Cálculo de número de taladros perforados de hastiales en el frente

$$N_{TAL} = \frac{L_{dh}}{B_h * S/B} + 2 \quad (\text{Ecu. 2.89})$$

$$N_{TAL} = \frac{1.30}{0.65 * 1.25} + 0$$

$$N_{TAL} = \mathbf{2 \text{ Taladros}}$$

Espaciamiento de los taladros de hastial

$$S_h = \frac{L_{dh}}{N_{tal} - 1} \quad (\text{Ecu. 2.90})$$

$$S_h = \frac{1.70}{2 + 1}$$

$$S_h = \mathbf{0.57 m}$$

Numero de cartuchos en hastiales Emulex 80% de 25.4 mm x 203.2 mm

$$N_{CART} = \frac{\text{Longitud de carga } (L_c)}{\text{Longitud de cartucho}} \quad (\text{Ecu. 2.91})$$

$$N_{CART} = \frac{1.38}{0.203} = \mathbf{7 \text{ Cart/Tal}}$$

h. Cálculo para determinar en los tajeos c

Anchura disponible o libre para taladros del tajeo c

$$A_{dc} = AH - 4 * B_{ph}$$

Siendo:

AH: Ancho de la labor = 2.10 m

B_{ph}: Burden practico de hastiales = 0.26 m

$$A_{dc} = 2.10 - 4 * 0.26 = \mathbf{1.06\ m}$$

Burden máximo en la zona c

$$B_h = 0.9 * \frac{q_Z * RWS_{ANFO}}{\sqrt{\hat{C} * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (Ecu. 2.87)$$

Donde:

La dirección u orientación de salida de los taladros de tajeos es hacia abajo.

f = Factor de fijación. Generalmente se toma 1,20 para este caso

S/B = Relación entre el espaciamiento y burden (se suele tomar igual a 1.25).

$$B_{mc} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.50 * 1.13}{0.50 * 1.20 * (1.25)}}$$

$$B_{mc} = \mathbf{0.78m}$$

C = Constante de roca corregida.

$$\hat{C} = 0.50 + 0,07/0.71 = 0.60 \text{ para } B < 1,4 \text{ m}$$

$$B_c = 0.9 * \sqrt{\frac{0.50 * 1.13}{0.60 * 1.45 * (1.25)}}$$

$$B_c = \mathbf{0.71\ m}$$

Cálculo del Burden apropiado para los taladros de ayuda en la corona

$$B_{Pc} = \frac{B_c - L * \text{sen}(\gamma) - E_p}{2} \quad (Ecu. 2.88)$$

$$B_{Pc} = \frac{0.71 - 1.74 * \text{sen}(3) - 0.04}{2}$$

$$B_{Pc} = \mathbf{0.32\ m}$$

Cálculo de número de taladros zona c

$$N_{TAL} = \frac{A_{dc}}{S/B} + 2 \quad (Ecu. 2.89)$$

$$N_{TAL} = \frac{1.06}{0.65 * 1.25} + 1$$



$$N_{TAL} = 2 \text{ Taladros}$$

Espaciamiento de los taladros de hastial

$$S_h = \frac{A_{h4}}{N_{tal}} \quad (\text{Ecu. 2.90})$$

$$S_h = \frac{1.27}{2}$$

$$S_h = 0.64 \text{ m}$$

Numero de cartuchos en hastiales Emulex 80% de 25.4 mm x 203.2 mm

$$T = 15 * \phi_1$$

$$T = 15 * 0.036$$

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

$$N_{CART} = \frac{(L_c - T) * q_1}{\text{Peso carucho}}$$

$$N_{CART} = \frac{(1.74 - 0.54) * 0.50}{0.11} = 5.45 \text{ Cart/Tal}$$

$$N_{CART} = 6 \text{ Cart/Tal}$$

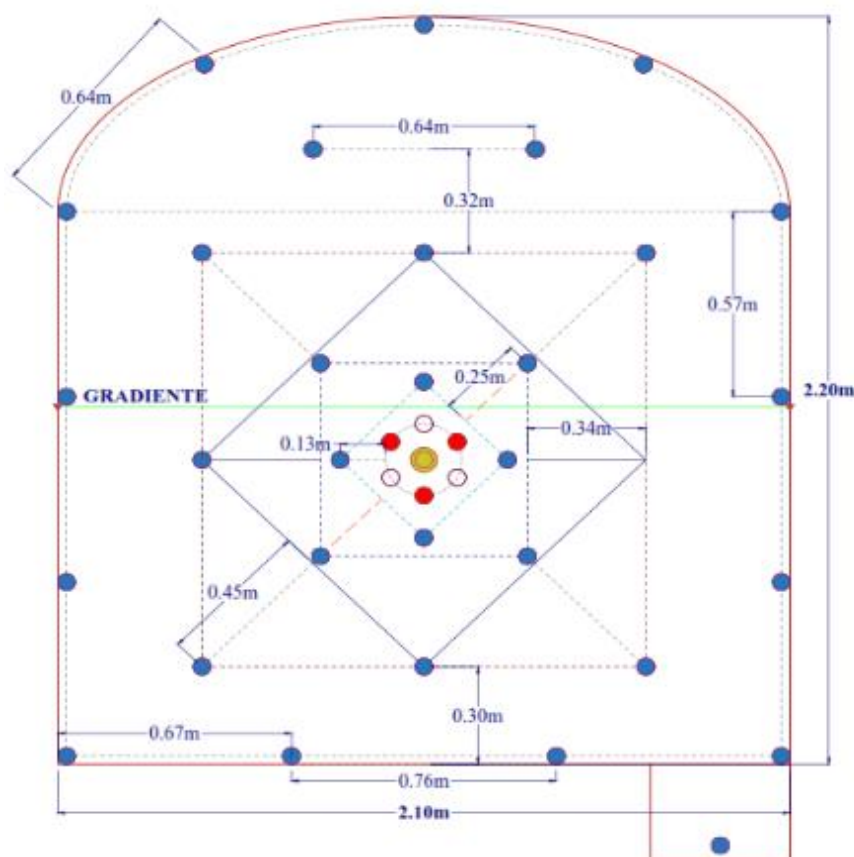


Figura N°. 100: Diseño de la malla de perforación de manera optimizada en la Gal. 2140E

Fuente: Autores de Tesis

Índices de perforación y Factores de voladura

Tabla N°. 64: Cuantía de explosivo por cada taladro optimizado

DISTRIBUCION DE TALADROS Y CANTIDAD DE EXPLOSIVOS							
Distribucion de carga	N° Taladros	Cebo		Columna	Cant. De Cartuchos	Peso explosivos x unidad	Pesos Total (Kg)
		N°	Tipo	N°			
Alivio	4	0					
Arranque	3	1	Emulex 80%	7	21	0.113	2.373
1er. Cuadrante	4	1	Emulex 80%	7	28	0.113	3.164
2do. Cuadrante	4	1	Emulex 80%	7	28	0.113	3.164
3er. Cuadrante	4	1	Emulex 80%	7	28	0.113	3.164
4to. Cuadrante	4	1	Emulex 80%	7	28	0.113	3.164
Arrastres	4	1	Emulex 80%	7	28	0.113	3.164
Coronas	5	1	Semexsa 65%	6	30	0.081	2.43
Ayuda Coronas	2	1	Emulex 80%	6	12	0.113	1.356
Hastiales	4	1	Emulex 80%	7	28	0.113	3.164
Cuneta	1	1	Emulex 80%	4	4	0.113	0.452
TOTAL	39				235		25.595

Fuente: Autores de Tesis

Rapidez de perforación (VP)

$VP = ((\text{longitud del taladro}) / (\text{tiempo efectivo por taladro}))$

$VP = 1.74 \text{ m/Tal} / 3.55 \text{ min/Tal}$

$VP = 0.49 \text{ metros por inuto(m/min)}$

Tiempo Total que se demoran en realizar un frente de perforación

$TP = ((\text{número de taladros} \times \text{longitud de taladros}) / (\text{velocidad de perforación}))$

$TP = (39 \times 1.74) / (0.49)$

$TP = 2 \text{ h. } 18 \text{ min.}$

Eficiencia total que se demoran en realizar un frente de perforación

$\text{Eficiencia de perforación} = ((\text{longitud del taladro}) / (\text{longitud del barreno})) \times 100$

$\text{Eficiencia de perforación} = ((1.74/1.83) \times 100$

$\text{Eficiencia de perforación} = 95 \%$

Eficiencia de voladura del frente de trabajo.

$\text{Eficiencia voladura} = ((\text{longitud del taladro}) / (\text{avance efectivo en la labor})) \times 100$

$\text{Eficiencia voladura} = (1.74/1.84) \times 100$

$\text{Eficiencia voladura} = 95 \%$

Avance y/o progreso efectivo por disparo



Avance disparo = (longitud del barreno x eficiencia de perforación x eficiencia de voladura)

$$\text{Avance disparo} = ((1.74) \times 0.95 \times 0.95)$$

$$\text{Avance disparo} = 1.60 \text{ m}$$

Metros perforados por disparo

$$\text{Metros perf. con barreno 4 pies} = 1.20\text{m} \times 39 \text{ Tal.} \times 0.95 = 44.46 \text{ m}$$

$$\text{Metros perf. con barreno 6 pies} = 1.80\text{m} \times 39 \text{ Tal.} \times 0.95 - 44.46 = 22.23 \text{ m}$$

$$\text{Total, metros perforados} = 66.69 \text{ m}$$

Volumen quebrado de roca

Volumen quebrado = sección del frente de la labor x avance efectivo realizado

$$\text{Sección} = (3.1416 \times 0.60 \times 1.05) / 2 + 2.10 \times 1.70 = 4.56 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen roto} = 4.56 \text{ m}^2 \times 1.74 \text{ m} + 4.56 \times 1.74 \times 0.30$$

$$\text{Volumen roto} = 10.31 \text{ m}^3$$

Tonelaje de roca fragmentado

Tonelaje fragmentado = (volumen roto x avance efectivo x densidad)

$$\text{Tonelaje fragmentado} = (10.31 \text{ m}^3 \times 2,7 \text{ TM/m}^3)$$

$$\text{Tonelaje fragmentado} = 27.84 \text{ TM}$$

Factor de cargamento del explosivo

FC = (kg. Explosivos / volumen roto)

$$\text{FC} = 25.60 / 10.31$$

$$\text{FC} = 2.48 \text{ kg/m}^3$$

Factor del poder rompedor(potencia) (kg / TM).

FC = kilogramos de Explosivo / tonelaje roto

$$\text{FC} = 25.60 / 27.84$$

$$\text{FC} = 0.92 \text{ kg/TM}$$

Factor de carga directa y/o lineal en el taladro.

FCL = (kilogramos de Explosivo / metro lineal)

$$\text{FCL} = 25.60 / 66.69$$

$$\text{FCL} = 0,38 \text{ Kg/m}$$



4.5. Técnicas e instrumentos

4.5.1. Técnica

Muestreo en la que la composición de la muestra se selecciona deliberadamente en función de los criterios estratégicos del investigador. La muestra se seleccionó porque el estudio se consideró representativo o de alguna manera relevante. Esta afirmación está respaldada por la experiencia y el conocimiento del investigador, así como por estrategias específicas.

4.5.2. Instrumentos

Los instrumentos y/o mecanismos empleados para la investigación son la medición mensual para confirmar el avance de las labores y volumen obtenido, el reporte continuo de la operación, reporte operacional mensual y la toma de fotografías para evaluar los costos.

Reporte continuo de operación:

- Actividad disparada.
- Explosivos empleados.
- Cantidad de equipos y cantidad de horas ejecutadas de los equipos
- Cantidad de taladros.

Reportes operacionales mensuales.

- Cantidad de explosivo utilizado por disparo y por labor
- Cantidad de accesorios de voladura utilizados por labor
- Cantidad de taladros
- Cantidad de equipos
- Volumen y tonelaje de mineral conseguidos

Instrumentos utilizados:

- Tablas y ábacos de clasificaciones geomecánicas
- libreta de apuntes, GPS, equipos topográficos
- fichas de comparación
- software Rocscience
- brújula
- laptop

Materiales Consumibles en Voladura

- Emulex 80% y 65%
- Semexsa 65%
- Armada o Carmex 2.40 m

- Mecha rápida Z – 18

Accesorios y Equipos de Perforación

- Perforadora Jack Leg neumática (marca RNP modelo seco)
- Barreno cónico de perforación (4 y 6 pies por 7/8 de pulgada)
- Broca descartable de botones de 36, 38, y 45 mm de diámetro
- Saca brocas de 22 mm x 7/8 de pulgada
- Saca barrenos

Instrumentos y Herramientas

- Mangueras de aire y agua
- Aceite tórculo almo 150
- Flexómetro
- Guiadores de madera
- Atacadores de madera
- Punzón de PCV
- Espray
- Cucharillas



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. Descripción de Resultados

La implementación de la Geomecánica para la mejora en las operaciones unitarias de sostenimiento, perforación, y voladura se ha realizado en la Gal. 2140 E (Nv. 06) zona santa rosa, de una sección de 2.10 m x 2.20 m, el mismo que se ha realizado en roca dura. En el caso anterior de la biblioteca, aplicamos el algoritmo de Roger Holmberg para encontrar los parámetros de perforación y voladura y experimentamos con la dimensión de longitud anterior para cada disparo.

La especificidad del proyecto de perforación para este activo se estimó mediante los siguientes factores:

- Cantidad y diámetro de taladros vacíos.
- Cantidad y diámetro de taladros de producción
- Longitud de taladros perforados
- Progreso lineal
- Modelo de roca
- Equipo a utilizar
- Capacidad de roca
- Tonelaje de material roto
- Cantidad de explosivo a utilizar

5.2. Contratación de Hipótesis

HIPÓTESIS I

Al implementar la Geomecánica para diseñar una malla en el frente de perforación según las condiciones del macizo rocoso se optimizará, cantidad de taladros, consumo de explosivos, los tiempos de operación, consumo de aceros, y los precios de perforación en el frente de la Gal. 2140 E (Nv. 06) en la Unidad Minera SOTRAMI S.A

5.2.1. Resultados comparativos de Perforación

- **Perforación de una malla sin estándar**

Cuando se diseñó la malla de perforación en el capítulo anterior no valoro estrictamente las características Geomecánica y geológicas del macizo rocoso. En el diseño de malla se empleó 42 taladros los cuales fueron cargados y 3 de ellos fueron taladros vacíos es decir taladros de alivio en el frente de la Gal. 2140E, como se muestra en el cuadro siguiente.

Tabla N°. 65: *Repartición de taladros*

Repartición de taladros	Numero de taladros
Taladros vacíos	3
Taladros de Arranque	3
Ayuda de arranque	4
Sobre ayudas de arranque	4
Coronas	5
Ayuda de coronas	3
Cuadradores	4
Taladros destroza	4
Taladros hastiales	4
Ayuda hastiales	4
Arrastres	4
Ayuda de arrastres	3
Total	45

Fuente: Autores de Tesis

- **Nueva esquematización de la Malla de perforación estandarizado**

Con base en el análisis previo de los parámetros de perforación y la implementación del diseño de la red de perforación, se ha realizado una mayor normalización del mapa de la cuadrícula de perforación, que es la característica geotécnica y geológica, para obtener los mejores resultados. Según la nueva estandarización ofrece los siguientes parámetros de diseño de malla, peso, distancia entre ejes, espesor del agujero, espesor del agujero de fabricación, tamaño del agujero y disponiéndose 39 taladros.

Tabla N°. 66: Repartición de taladros optimizados

Reparticion de taladros	Numero de taladros
Tladros de alivio	4
Taladros de arranque	3
Tal. 1er. Cuadrante	4
Tal. 2do. Cuadrante	4
Tal. 3er. Cuadrante	4
Tal. 4to. Cuadrante	4
Taladros de corona	5
Tal. ayuda de corona	2
Taladros de hastiales	4
Taldros de arrastres	4
Taladro de cuneta	1
Total	39

Fuente: Autores de Tesis

Los resultados concluyeron que la implementación del nuevo diseño de la red de perforación redujo 6 taladros en comparación con la red de perforación anterior y permitió la selección de explosivos adecuados para reducir los tiempos de perforación., los costos y/o precios de voladura en la Gal. 2140E del nivel 06 de la Empresa Minera SOTRAMI S.A

5.2.2. Comparacion de la Carga Explosiva en la Voladura

- **Carga explosiva en la voladura anterior**

La voladura en el que se empleó el explosivo Emulex 80% para los arranques y Emulex 65% para el resto de taladros y 8 m de mecha instantánea y 42 cifras de Carmex de 7 pie. Se presenta en el siguiente cuadro.

Tabla N°. 67: Carga explosiva de la malla de perforación

Ítem	Cantidad
Cantidad de cartuchos	282 cart.
Cant. Explosivos/ disp.	31.65 Kg
Fulminante N° 8	42 Unid.
Mecha rápida	8 m
Factor de carga	2.89 Kg/m ³
Factor de potencia	0.96 Kg/ ton

Fuente: Autores de Tesis

- **Carga optimizada de explosivos**

Conforme las características geomecánicas y geologías de la roca se ha escogido el explosivo Emulex 80% y en taladros de coronas Semexsa 65% se presenta en el cuadro siguiente.

Tabla N°. 68: *Carga optimizada de explosiva en la malla de perforación.*

Ítem	Cantidad
Cantidad de cartuchos	235 cart.
Cant. Explosivos/ disp.	25.60 Kg
Fulminante N° 8	35 Unid.
Mecha rápida	6 m
Factor de carga	2.48 Kg/m ³
Factor de potencia	0.91 Kg/ ton

Fuente: Autores de Tesis

5.2.3. Metro de Avance Lineal por Metros Perforados

Como calculo final de la optimización de la configuración de taladros en el frente de avance de la Gal. 240E se redujo de 45 taladros perforados a 39 taladros perforados por disparo, también se consiguió reducir metros perforados por metro de avance lineal de 55.93 a 42.41 y que se encuentra por debajo de la TAC como se observa en la tabla 69.

Tabla N°. 69: *Comparación de promedio de metros perforados por metro de avance*

Ítem	Mes	Metros perf./m	Promedio	TAC
Diseño emperico	Set – 19	56.75		
Diseño emperico	Oct – 19	56.54	55.93	45
Diseño emperico	Nov – 19	55.45		
Diseño emperico	Dic – 19	54.86		
Según Holmberg	Ene -20	43.4	42.41	45
Según Holmberg	Feb - 20	41.42		

Fuente: Autores de Tesis

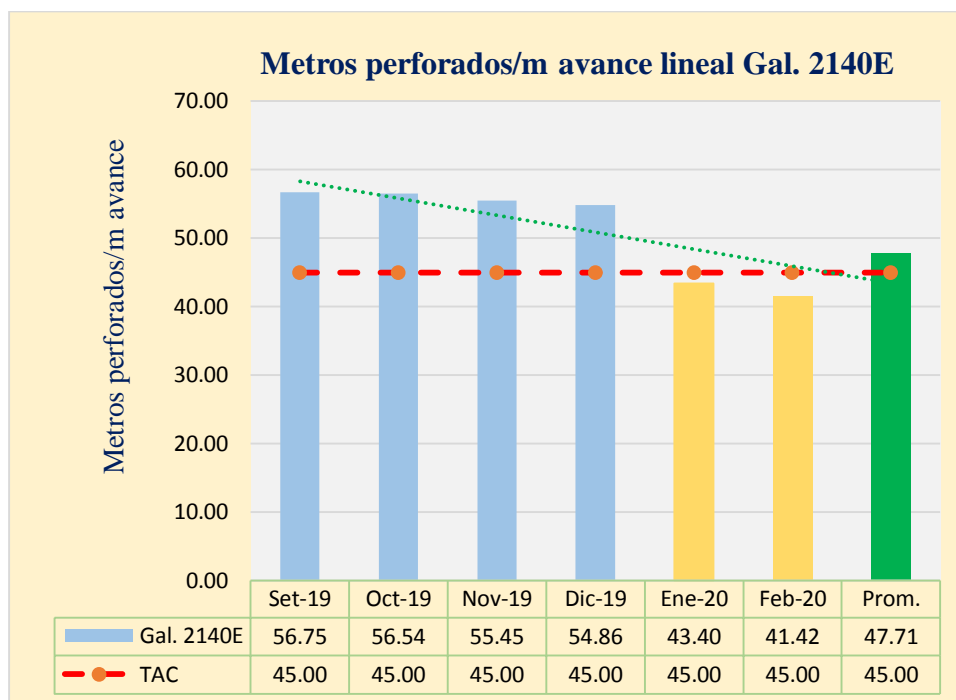


Figura N°. 101: Gráfico comparativo de metros de perforados por metro de avance

Fuente: Autores de Tesis

5.2.4. Porcentaje de Sobre Rotura de la Gal. 2140E

El resultado de la optimización de sobre roturas de techo y hastiales de la galería se logró reducir de 13 % a 6.5% que nos indica que el disparo fue eficiente y obtenido que es igual a la sección típica de la galería.

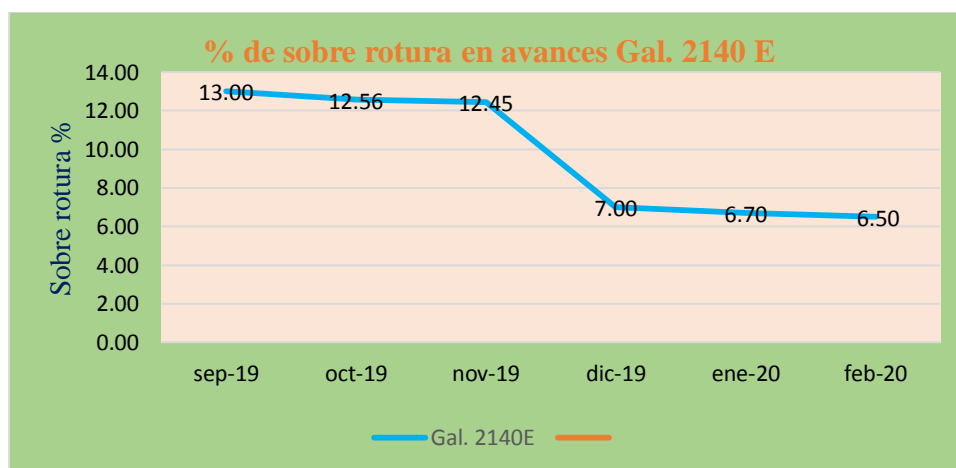


Figura N°. 102: Comparación de sobre rotura antes e implementado

Fuente: Autores de Tesis

La paridad o comparación del diseño emperico realizado y diseño implementado según el algoritmo de Roger Holmberg de parámetros de perforación y voladura en la Gal. 2140E donde se visualiza la reducción en consumo de explosivos, numero de taladros, factor de carga y aumento expresivos de avance lineal de este modo se tiene mayor rendimiento de avances lineales en dicha galería.

Tabla N°. 70: *Resumen comparativo de indicadores de perforación y voladura*

Ítem	Anterior	Propuesto	Diferencia	% Variación
Taladros perforados (tal.)	45	39	6	13.33
Taladros cargados (tal.)	42	35	7	16.67
Explosivos (Kg/disp)	31.65	25.60	6.05	19.11
Emulex 80% (Cart.)	252	205	47	18.65
Semexsa 65% (Cart.)	30	30	0	0.00
Carmex 2.10 (Unid.)	42	35	7	16.67
Mecha rapida (m)	8	6	2	25
Factor carga (Kg/m³)	2.89	2.48	0.41	14.18
Factor potencia (Kg/Tn)	0.96	0.91	0.05	5.21
Volumen roto (m³)	7.07	10.31	3.24	45.82
Avance lineal (m)	1.4	1.60	0.20	14.29
Metros perforados (m/disp)	78.30	67.86	10.44	13.33
Sobre rotura (%)	13	6.5	6.5	50

Fuente: Autores de Tesis

5.3. Discusión de Resultados

5.3.1. Indicadores de voladura

Control de Deficientes de Voladura en Frentes de Avance

Tabla N°. 71: *Reducción de incidencias de voladura*

Voladuras Deficientes por Mes					
Mes	Tiros Cortados	Tiros Soplados	Disparo Anillado	Taqueos	Total / Mes
Setiembre	5	3	4	6	18
Octubre	4	2	3	5	14
Noviembre	5	3	4	4	16
Diciembre	4	3	3	5	15
Enero	2	2	1	2	7
Febrero	1	0	0	2	3

Fuente: Autores de Tesis

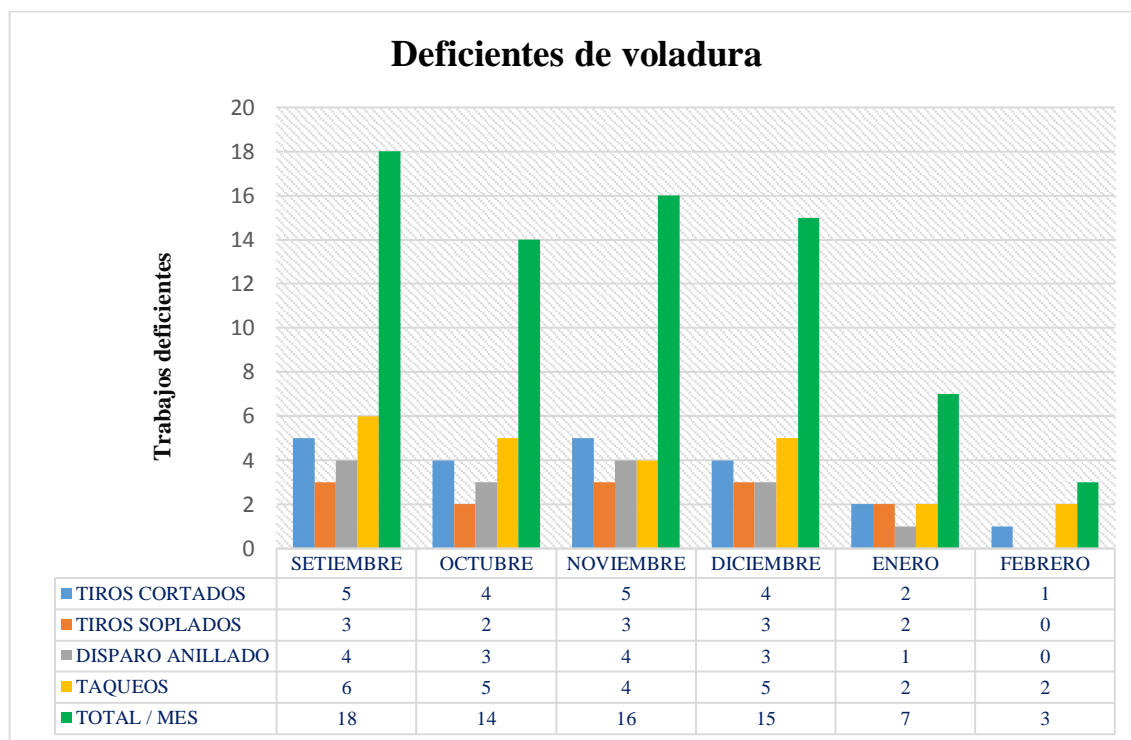


Figura N°. 103: Resultado de optimización de incidencias de voladura

Fuente: Autores de Tesis

Interpretación de deficientes voladuras

El trabajo se minimizó mediante la capacitación teórica y práctica en prácticas de perforación y voladura, como el marcado de roscas de perforación, verificaciones de paralelismo y factores de carga. Además de todo esto, monitoreo y control continuo por parte del supervisor para mejorar la reducción de parámetros faltantes.

Interpretación de eficiencia con un moderno diseño de perforación en la malla

El consumo de explosivos se ha reducido porque está totalmente distribuido y aplicado mediante un nuevo diseño de las redes de perforación y voladura para frentes progresivos y capacitación técnica, seguimiento y control por vigilancia.

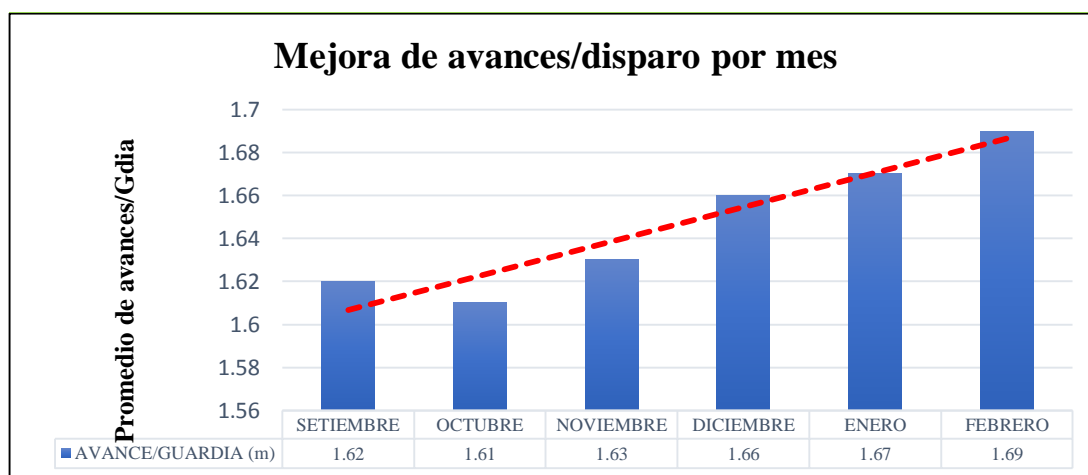
5.3.2. Interpretación de Eficiencia en Avances Lineales

De igual modo al diseñar y estandarizar la nueva malla de perforación y voladura por el procedimiento de Roger Holmberg, se disminuye las incidencias de voladuras defectuosas notablemente, se perfecciona los avances lineales y sobre todo se cumple con los planes mensuales, ver tabla N° 72 y tabla N° 73 por consiguiente, se menciona el avance de la disminución de voladuras defectuosas y el progreso de los avances lineales en promedio por mes.

Tabla N°. 72: Progreso de avances lineales en promedio por mes

Avances Lineales en Promedio por Mes	
Mes	Avance/Guardia (M)
Setiembre	1.62
Octubre	1.61
Noviembre	1.63
Diciembre	1.66
Enero	1.67
Febrero	1.69
Promedio	1.65

Fuente: Autores de Tesis

Tabla N°. 73: Progreso de avances lineales promedio por mes

Fuente: Autor de Tesis

Avance lineal

Con base en el plan mensual y el progreso real del trabajo de desarrollo, se recopilan los siguientes valores porcentuales de comparación entre los programado y lo ejecutado para la Gal. 2140E.

Tabla N°. 74: Avance lineal - Gal. 2140E

Mes	Programa(m)	Ejecutado(m)	Diferencia(m)	% Cumplimiento
Setiembre	40	38	-2	95
Octubre	45	44	-1	97.77
Noviembre	45	43	-2	95.55
Diciembre	40	45	5	112.50
Enero	45	47	2	104.44
Febrero	50	50	0	100
Total	265	267	2	100.75

Fuente: Autores de Tesis

El cumplimiento de las metas mensuales de avances en la Gal. 2140E de desarrollo resulta por encima del 100% como se aprecia en el cuadro anterior.

5.3.3. Interpretación de los Resultados

Luego de analizar los resultados con el nuevo diagrama de malla y distribución la carga explosiva por taladro y frente en la ejecución de la Galería 2140 E del nivel 06. Las peculiaridad geomecánicas del macizo rocoso es un grupo elemental que no se puede modificar en el diseño de la voladura, es decir el diseño que se debe amoldar a dichas propiedades de manera que sea óptimo, este fin se obtiene calculando parámetros controlados de la voladura, puedo deducir que mi objetivo en la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada para optimizar la peroración y voladura son eficientemente aceptables por los logros obtenidos en la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga adecuada reduciendo la cantidad de taladros se ha logrado desminuir de 45 a 39 taladros perorados de 6 pies de longitud por disparo en la elaboración de la Galería 2140 E. La disminución del número de taladros ha tenido implicancias en la optimización de tiempos y en consumo de aceros de perforación.

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

1. Con el reciente diseño de mallas de perforación de taladros para la voladura se mejoró el diseño de sección de 2.10 metros por 2.40 metros a 2.10 metros por 2.20 metros la cual se estandarizó.
2. Los parámetros de perforación y voladura mejoraron en los siguientes aspectos:
 - En la malla de perforación se redujo de 45 taladros perforados por frente a 39 taladros perforados por frente (13.33%).
 - Con el RMR: 71, RQD: 75.4%, GSI: 66 se empleó en la ecuación de ASHBY para calcular el consumo específico de explosivos en la voladura y se redujo de 31.65 kilogramos por frente a 25.60 kilogramos por frente (19.12%), en factor de carga de 2.89 kilogramos por metro cúbico a 2.48 kilogramos por metro cúbico (14.19%), y factor de potencia de 0.96 kilogramos por tonelada a 0.91 kilogramos por tonelada (5.21%) asimismo se obtuvo una útil fragmentación para que la limpieza sea deseable y un acarreo de material óptimo.
 - El avance lineal se mejoró de 1.62 metros por disparo a 1.69 metros por disparo (4.32%), incrementándose el volumen de mineral obtenido de 7.07 metros cúbicos a 10.31 metros cúbicos (45.83%).
3. Con la voladura en el frente Galería 2140E nivel 06 se redujo la generación de sobre roturas prescindiéndose de un 13% a 6.5%. Obteniendo una voladura controlada en la sobre rotura para mayor control de la corona y hastiales.



6.2. Recomendaciones

1. El principio más valioso para disminuir las incidencias de las voladuras defectuosas es el de ejecutar cálculos constantes a los diseños de esquemas de perforación y voladura, haciendo un rastreo de los procedimientos unitarios de perforación y voladura y al momento de cargar los taladros se deberá emplear los explosivos adecuados y minimizar a toda costa que el personal este laborando prácticas empíricas.
2. Distribuir bien los taladros cumpliendo los estándares y/o procedimientos más el método aplicativo técnico, y es importante considerar la experiencia, habilidad del maestro perforista y teniendo en cuenta las características del macizo rocoso, para que pueda haber una buena voladura.
3. Capacitaciones continuas del personal minero por parte de instituciones externas, debido a que estas capacitaciones motivan e incentivan a hacer mejor su labor y a mejorar sus habilidades al momento de desempeñarse en su rol, con el fin de realizar sus trabajos de manera segura respetando los procedimientos escritos para trabajo seguro en la empresa minera.
4. La data de investigación obtenidos (DIPS, PHASE2, ROCDATA) es recomendable validarlos por expertos en el área ante ellos nuestro proyecto fue revisado y corregido por el centro geotécnico internacional durante el diplomado de geomecánica subterráneo y superficial dictado por el Ing. Guillermo Cayllahua de la UNI-UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA.



REFERENCIA BIBLIOGRÁFICAS

ALTAMIRANO CONDOR, Alvaro. 2014. *Diseño de Tronadura en una Fase, Aplicacion a Minería Continua*. Division andina, Santiago de Chile : Universidad de Chile, facultad de ciencias físicas y matemáticas-Ingeniería de Minas, 2014. (Tesis de Grado).

ARCOS ALARCON, Freddy y CALDERON COSSIO, Cesar. 2017. Actividad Minera Artesanal en las Regiones de Ayacucho y Huanuco. *INGEMMET, Boletín serie e Minería N°11*. Lima : INGEMMET, 2017. Vol. N°11.

BARTON, N., LIEN, R. y LUNDE, J. 1988. Engineering Classification of Rock Masses for. 1988, pág. 98.

BARTON, N; LIEN, R; LUNDE, J. 1988. Engineering Classification of Rock Masses for the design of Tunnel Support. *Rock Mechanics*. 1988, pág. 103.

BERNAOLA ALONSO, Jose, CASTILLA GOMES, Jorge y HERRERA HERBERT, Juan. 2013. *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid, España : Universidad Politécnica de Madrid, 2013.

BIENIAWSKI, Z. T. 1989. *Engineering Rock Mass Classifications*. s.l. : A Wiley-interscience, 1989. pág. 286.

CÁCERES NAVARRO, Ludtwin. 2017. *Optimización de la Perforación y Voladura con Nuevo Diseño de Malla en el Crucero 10014 de la Empresa Minera MARSÁ*. Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano. Puno : s.n., 2017. (Tesis de Grado).

CALDERON CARI, Williams. 2018. *Selección, Aplicación y Sostenibilidad del Método de Explotación Por Corte y Relleno Ascendente de la Veta Filomena - Unidad Minera Sotrami – Ayacucho*. Arequipa, Universidad Nacional San Agustín de Arequipa. Arequipa : s.n., 2018. (Tesis de Grado).

CÁMAC TORRES, Alfredo. 2005. *Voladura de Rocas*. Puno : s.n., 2005.

CAMACHO GOMEZ, Orlando Santiago. 2017. *Aplicación de la Clasificación Geomecánica para la Mejora del Rendimiento de Voladura en la Empresa Minera Catalina Huanca S.A.C.* Tacna, Peru, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman. Tacna : s.n., 2017. (Tesis de Grado).

CANEPA, Cesar. 2005. *Minería a Pequeña Escala en la Costa Sur Media del Perú - INGEMMET*. Lima : INGEMMET, 2005.

CARBAJAL ROJAS, Alfonso. 2008. *Manual Sistema de refuerzo de rocas con pernos SAFEROCK*. Renca, Santiago : M yM servicios gráficos S.A., 2008. 164.756.



CASTRO CHINCHILLA, Marlon. 2012. *Modelo de Sostenimiento para una Propuesta del Tunel Vial que Comunique Zapote con Curridabat, Asistido por el Programa PHASE2.* Universidad de Costa Rica Facultad de Ingeniería, Escuela de Ingeniería Civil. Ciudad universitaria Rodrigo Facio, COSTA RICA : s.n., 2012. (Tesis de Grado). Julio.

CHOQUE VELARDE, Emerson. 2017. *Diseño de Perforacion y Voladura por el Método Roger Holmberg para Reducir las Incidencias de Voladuras Deficientes en Cia Minera Ares S.A.C. – U.O. ARCATA.* Puno, Peru : Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, 2017. (Tesis de Grado).

CHUMBE SALAZAR, Miguel Victor. 2013. Estudio Petrografía Rocas Igneas. [En línea] GEOCATMIN, 25 de Enero de 2013. [Citado el: Lunes de Noviembre de 2019.] <https://repositorio.ingemmet.gob.pe/browse?type=subject&value=MINERALES+NO+METALICOS>.

CONDORHUAMÁN SUAREZ, Ana Luz. 2015. Estudio Petrográfico de Rocas Metamórficas. [En línea] GEOCATMIN, 08 de Septiembre de 2015. <https://repositorio.ingemmet.gob.pe/browse?type=subject&value=MINERALES+NO+METALICOS>.

CRUZ RAÍREZ, Ysaac. 2004. *Manual de Geomecanica Aplicada a la Prevencion de Accidentes por Caidad de Rocas en Minería Subterranea.* Lima : Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2004. Junio.

DEERE, Don U. y DEERE, Don W. 1989. *Rock Quality Designation (RQD) After Twenty Years.* Florida : DTIC SELECTED, 1989.

DEPAZ REYES, Lizeth Mayoli y CÁCERES MONTAÑA, Carlos Martin. 2016. *Geomecanica Aplicada al Diseño de Malla de Perforacion de la Ga. 745E del Nivel 2050 en la Unidad Alpacay, Mysac Año 2016.* Ancash - Peru, Facultad de Ingeniería de Minas Geología y Metalurgia, Escuela Academica de Ingeniería de Minas - Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo. Huaraz : s.n., 2016. (Tesis de Grado).

EXSA. 2019. *Manual Practico de Voladura - EXSA.* Lima : EXSA S.A. 5ª Edision, 2019.

EXSA S.A. 2009. *Manual Práctico de Voladura.* s.l. : Edición especial, 2009.

EXSA S.A. 2019. *Manual Práctico de Voladura-Quinta Edicion .* s.l. : Edición especial, 2019. págs. 180, 181.

GUZMÁN MALDONADO, Rocío Bertha. 2009. Caracterizacion del Macizo Rocosó en los Túneles Huarihuana, Rancas y Sahuay Segun los Sistemas RMi y GSI. Lima, Peru : Universidad Nacional de Ingeniería - UNI, 2009.



HERNANDEZ SAMPIERI, Roberto. 2014. *Metodología de la Investigación*. Delegación Álvaro Obregón, MEXICO : McGRAW-HILL / INTERAMERICANA EDITORES, S.A. DE C.V., 2014.

HOEK, Evert y BROWN, Edwin T. 1983. *EMPIRICAL STRENGTH CRITERION FOR ROCK MASSES*. s.l. : J. Geotech, 1983, pág. 164.

HUAMÁN APARICIO, Armando y ARDILES VELASCO, Rolando. 2017. *Guía de Criterios Geomecánicos para Diseño, Construcción, Supervisión y Cierre de Labores, Subterráneas*. Magdalena de la mar, Lima : Calle Bernardo Monteagudo 222, 2017. OSENERGMIN. N° 2017-05838.

JAY A, Rodgers. 2002. *Técnicas Eficientes para Voladuras*. 2002.

JUSCAMAITA RICO, Jonny. 2012. *Elaboracion y Aplicacion de Tablas Geomecánicas GSI para la Mina Caraveli*. Lima, Peru : Universidad Nacional de Ingeniería - UNI, 2012.

KONYA, Calvin J. 1998. *Manual de Voladuras*. 1ra edicion. s.l. : Cuicatl 1998, 1998. 9709207601.

LANGFORS, U y KIHLMSTROM, B. 1963. *La Técnica Moderna de Voladura de Rocas*. [recopil.] <https://books.google.es/books?id=8fYDAQAAIAAJ&hl=es&source>. s.l. : Urmo S.A, 1963.

LANGFORS, U. y KIHLMSTRM, B. 1978. *La Técnica Moderna de Voladura de Rocas*. 1978. pág. 405.

LLANCO SEDANO, James Humberto y SICUS QUISPE, Yasser Rivelinho. 2012. *Evaluación de la Voladura basada en las Clasificaciones Geomecánicas en la Cia Consorcio Minero Horizonte-U/P Culebrillas*. Facultad de Ingeniería de Minas Y Civil, Universidad Nacional De Huancavelica, Escuela Académico Profesional De Minas. Huancavelica : s.n., 2012. (Tesis de Grado).

LÓPEZ JIMENO, Jimeno Carlos. 2003. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid : Arias montana, 2003. págs. 192, 438, 253.

Mamani Escarcena, Hugo Manuel. 2014. *IMPLEMENTACIÓN DEL INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA MODIFICADO EN EL SOSTENIMIENTO ACTIVO Y PASIVO PARA EL CONTROL DE ACCIDENTES POR CAIDA DE ROCAS EN MINA UCHUCCHACUA*. Arequipa : UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA , 2014.

MARCAÑAUPA CURO, Rodolfo. 2001. *Perforacion y Voladura basada en el RMR*. Huancayo : s.n., 2001, pág. 4.

MENDOZA MUÑOZ, Norma. 2014. *optimizacion de la voladura controlada aplicando un modelo matematico en la unidad minera paraíso - Ecuador*. Guayaquil : s.n., 2014. Tesis.

MULLO VALLEJO, Franco Geovanny. 2012. *Empleo de las Clasificaciones Geomecánicas, para la Investigación del Comportamiento Geotécnico de las Excavaciones Subterráneas en la Central la*



Hidroelectrica Coca Codo Sinclair 1500 MW. Quito, Ecuador, Universidad Central de Ecuador, Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental. Quito : s.n., 2012. (Tesis de Grado).

MURILLO AQUINO, Bustamante. 2008. *Geomecánica Aplicada a la Prevención de Pérdidas por Caída de Rocas Mina Huanzala- Cia Minera Santa Luisa S.A.* Facultad De Ingeniería Geológica Minería Y Metalúrgica, Universidad Nacional De Ingeniería. Lima : s.n., 2008. Tesis doctoral.

OJEDA MESTAS, Rene Wilfredo. 1998. *Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea Aplicando un Modelo Matemático de Áreas de Influencia.* 1998.

PACAHUALA AGUIRRE, Mayra Cleyde. 2015. *Reducción de Costos Operativos en Desarrollo Mediante Actualización de Estándares en Perforación y Voladura, caso de la Empresa Especializada Mincotral S.R.L.* Junin, Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional Centro del Perú. Huancayo : s.n., 2015. (Tesis de Grado).

PALOMINO VIDAL, Henry Alexander. 2016. *Optimización del Proceso de Perforación y Voladura en las Labores de Desarrollo para Mejorar la Eficiencia en Compañía Miner Poderosa S.A.* La libertad, Universidad Nacional de Trujillo, Facultad de Ingeniería, Escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas. Trujillo : s.n., 2016. (Tesis de Grado).

PEREZ MACAVILCA, Carlos Arturo. 2008. *Manual de Geomecánica en Minería Subterránea.* 2008.

PIÑAS ESTEBAN, Yuri Alberth. 2013. *Aplicación del Principio de la Velocidad Pico de Partícula para Minimizar el Daño al Macizo Rocosos, Utilizando Tecnología Electrónica, MARSA.* Lima - Perú, Universidad Nacional de Ingeniería. Lima : s.n., 2013. (Tesis de Grado).

RAMÍREZ TITO, Walter Alexander. 2017. *Estudio Petrográfico y de Microtermometría de inclusiones de fluidos de la veta explorador Pablo Unidad Minera Pallancata Ayacucho.* Facultad Geología, Geofísica y Minas, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Arequipa : s.n., 2017. Tesis .

RODRIGUEZ CAYLLAHUA, Guillermo. 2017. Lima, Perú : Centro de Capacitación Geomecánica y Geotecnia CCGG, Marzo de 2017, Centro de Capacitación Geomecánica y Geotecnia CCGG, Vols. Curso-Taller ONLINE INTERNACIONAL.

ROJAS APARCO, Kevin y FLORES SOLANO, Yackeline Paola. 2017. *Diseño de Mallas de Perforación y Voladura para la Reducción de Costos en el Nivel 1590 Crucero 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción - Caraveli - Arequipa.* Huancaavelica, Universidad Nacional de Huancaavelica, Facultad de Ingeniería de Minas Civil Ambiental, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. Huancaavelica : s.n., 2017. (Tesis de Grado).



SAHUINCO CUTI, Eber Alex. 2019. *Diseño de Perforacion y Voladura en Minería Convencional para Minimizar los Costos en el Frente de Labores de Desarrollo Compañía Minera Yanaquihua S.A.C.* Arequipa, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Geología, Geofísica y Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. Arequipa : s.n., 2019. Tesis.

SALINAS RIVEROS, Eial. 2018. *Análisis de Propiedades Geotécnicas de Algunas Rocas Comunes en Chile.* Santiago de Chile : Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, 2018.

SANCHEZ VILLARREAL, Yadira Vanessa. 2012. *Optimización en los Procesos de Perforacion y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth.* Quito, Universidad Central del Ecuador Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y Ambiental Carrera de Ingeniería de Minas. Quito : s.n., 2012. (Tesis de Grado).

SANCHIDRIAN, J, y otros. 2002. *On the use of rock constants in bench blast desing methods. fragmentación by Blasting. Beijing Metallurgical Industry Press.,* Agosto de 2002.

SANTANA ORELLANA, Leonard Eliel. 2014. *Diseño de Malla para Preforación y Voladura en Frentes Utilizando Modelo Matemático de Holmberg e Índice de Volabilidad de Lylli.* Junin, Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo : s.n., 2014. (Tesis de Grado).

SEGARRA CATASUS, Pablo. 2004. *Analisis Experimental de la Fracmentacion, Vibraciones y Movimientos de la Roca en Voladuras a Cielo Abierto.* Madrid : Universidad Politecnica de Madrid, 2004.

TORRES YARANGA, Edwin. 2015. *Sistema de Carguío para la Voladura Eficiente en el Pique 2000(-), Nivel 18, Zona Esperanza en la Compañía Mimera CASAPALCA S.A. ”.* Huancayo, Peru : Universidad Nacional del Centro del Perú ,Facultad de Ingeniería de Minas, 2015. (Tesis de Grado).

VIDAL MARTINEZ, CAMILO PEDRO. 2017. *MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG PARA MEJORAR LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA ZONA ALTA DE LA COMPAÑÍA MINERA LINCUNA S.A – 2017.* Huaraz, Peru : UNIVERSIDAD NACIONAL SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO, 2017.

ZENTENO SARAYASI, Nilo Heberson. 2017. *Explotación de la veta prometida mediante el método de corte y relleno ascendente selectivo unidad minera santa filomena empresa minera Sotrami S.A.* FACULTAD DE GEOLOGÍA, GEOFÍSICA Y MINAS, UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA, ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS. Arequipa : s.n., 2017. Tesis.



ANEXOS

ANEXO N° 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA

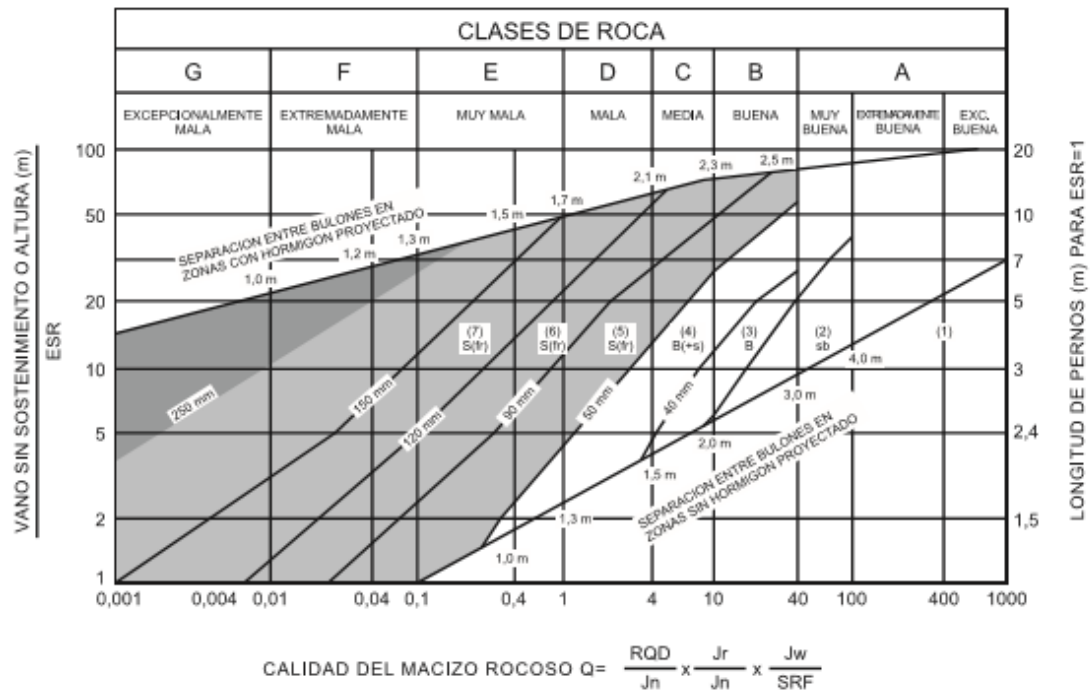
"IMPLEMENTACIÓN DE LA GEOMECAÁNICA PARA LA MEJORA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO EN LA UNIDAD MINERA SOTRAMI S.A. 2019"					
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA	POBLACION
<p>Problema general:</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ ¿En qué medida la implementación de la geomecánica influirá en la mejora de los estándares de perforación y voladura en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019? <p>Problemas específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ ¿En qué medida la implementación de la geomecánica mejorará en el diseño de malla de perforación en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019? ➤ ¿En qué medida la implementación de la geomecánica mejorara los parámetros de perforación y voladura en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019? ➤ ¿De qué manera la implementación de la geomecánica contribuirá en la reducción de la sobrerotura en labores de preparación en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019? 	<p>Objetivo general:</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ Mejorar los estándares de perforación y voladura en labores de desarrollo mediante la implementación de la geomecánica en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019 <p>Objetivos específicos.</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ Mejorar el diseño de malla de perforación en labores de desarrollo mediante la implementación de la geomecánica en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019. ➤ mejorar los parámetros de perforación y voladura mediante la implementación de la geomecánica en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019. ➤ Reducir la generación de sobreroturas en labores de desarrollo mediante la implementación de la geomecánica en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019. 	<p>Hipótesis generales:</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ La implementación de la geomecánica mejorará los estándares de perforación y voladura en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019 <p>Hipótesis específicas</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ La implementación de la geomecánica mejorará el diseño del tipo de malla de perforación en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019 ➤ La implementación de la geomecánica mejorará los parámetros de perforación y voladura en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019 ➤ La implementación de la geomecánica contribuirá en la reducción de generación de sobreroturas en labores de desarrollo en la unidad minera SOTRAMI S.A. 2019 	<p>variable independiente</p> <p>Implementación de la geomecánica</p> <p>variable dependiente</p> <p>estándares de perforación y voladura en Labores de desarrollo</p>	<p>Tipo: investigación aplicada</p> <p>Nivel explicativo</p> <p>Método: cuantitativo y cuasi experimental</p> <p>técnica análisis documental de fuentes bibliográficas concernientes al tema observación directa</p> <p>procedimiento datos procesados y agrupados, tabulados para la confección de cuadros estadísticos</p> <p>instrumento formatos, ábacos geomecánicos y manuales</p> <p>Diseño: M → O donde: M: Muestra O: observacion</p>	<p>Universo: Minera SOTRAMI</p> <p>Población: Zona santa rosa</p> <p>Muestra Galería 2140,</p>



Anexo N° 2

Sostenimiento permanente según Q de Barton modificado

Sostenimiento permanente y "Q" (Modificado de Barton 2000).



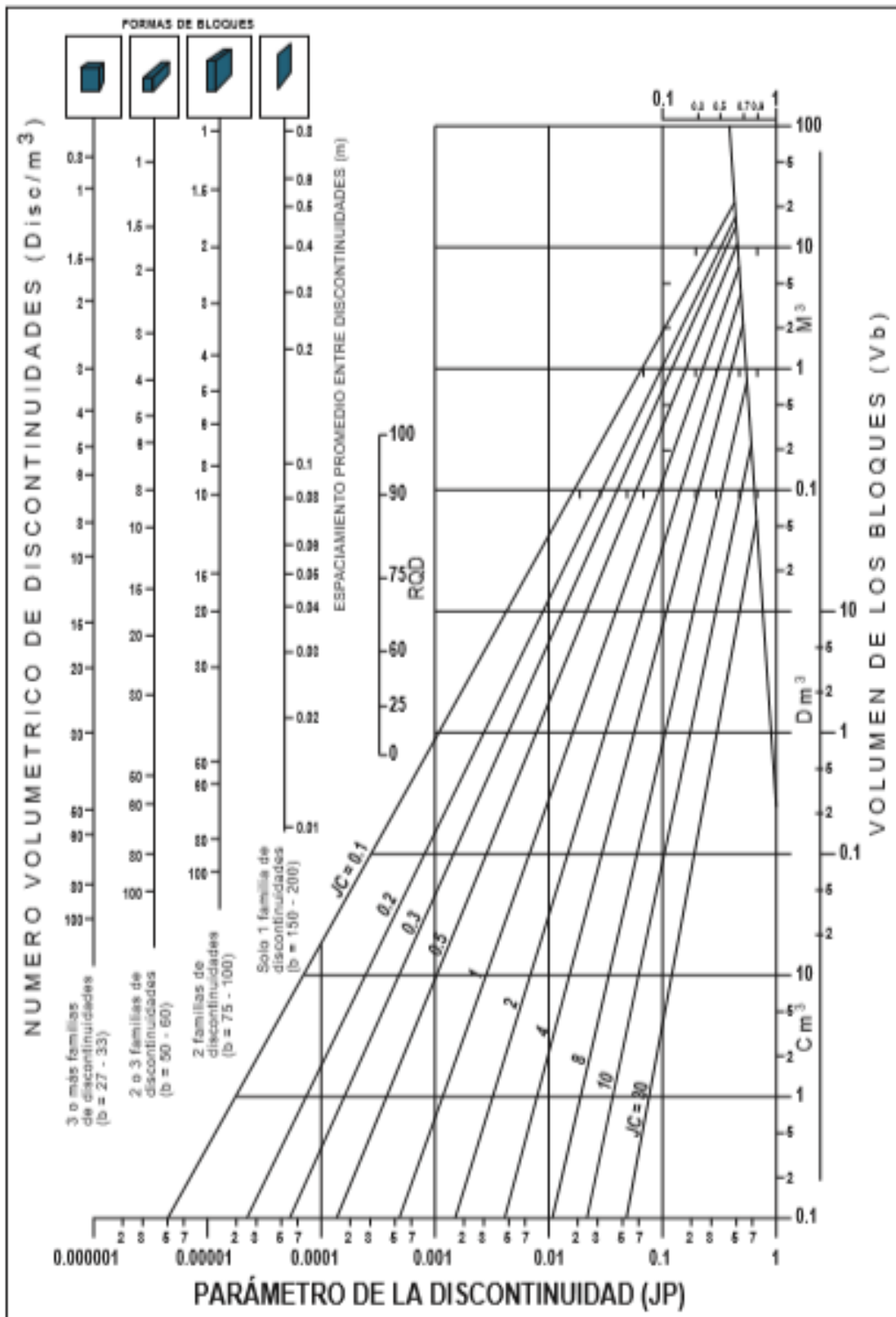
CATEGORIAS DE SOSTENIMIENTO

- | | |
|--|--|
| 1. SIN SOSTENIMIENTO | 6. HORMIGON PROYECTADO CON FIBRAS, 90-120 mm Y PERNO, S(fr)+B |
| 2. PERNO PUNTUAL, ab | 7. HORMIGON PROYECTADO CON FIBRAS, 120-150 mm Y PERNO, S(fr)+B |
| 3. PERNO SISTEMATICO, B | 8. HORMIGON PROYECTADO CON FIBRAS, > 150 mm Y PERNO Y ARCOS |
| 4. PERNO SISTEMATICO CON HORMIGON PROYECTADO, 40-100 mm, B+S | 9. REVESTIMIENTO DE HORMIGON, CCA |
| 5. HORMIGON PROYECTADO CON FIBRAS, 50-90 mm Y PERNO, S(fr)+B | |

Fuente: Carbajal Rojas, junio (2008)

Anexo N° 3

Parametros de discontinuidades

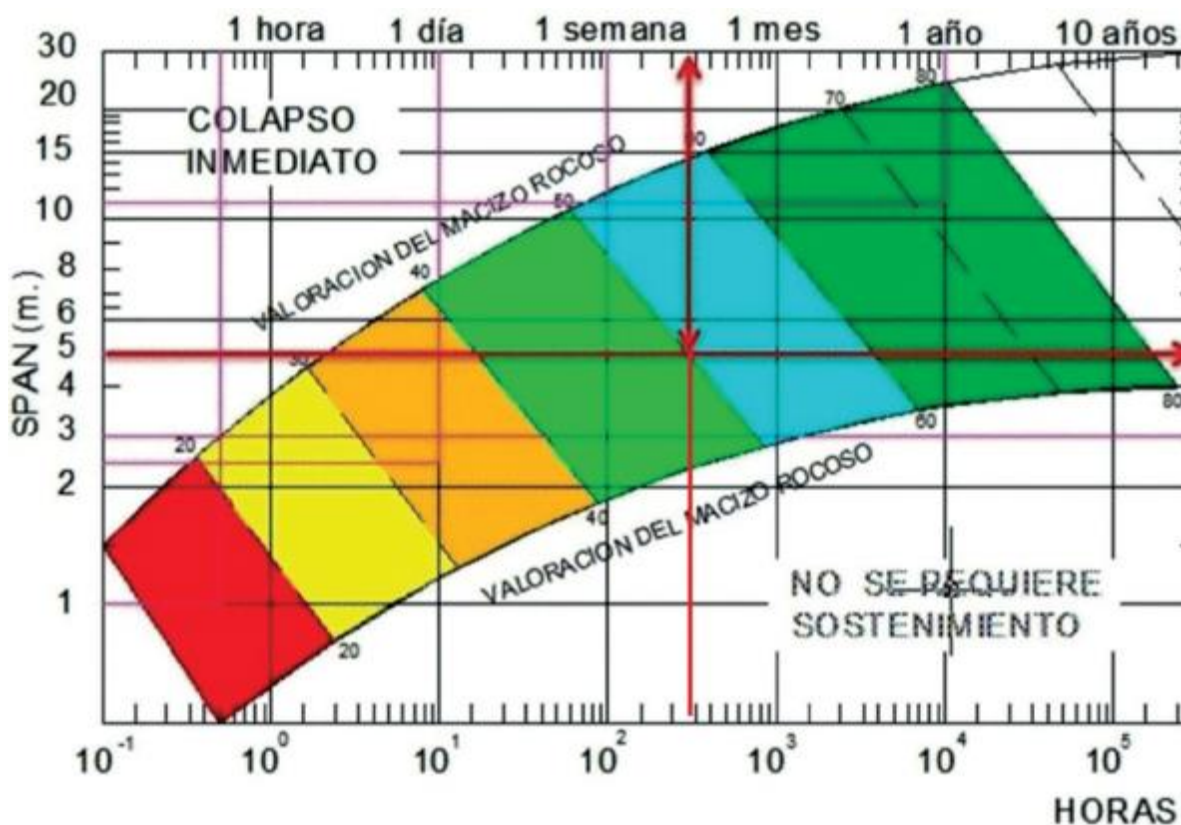


Fuente: Carbajal Rojas, Junio (2008)



Anexo N° 4

Tiempo de autosostenimiento en labores mineras subterráneas



MAXIMO ABIERTO SIN SOSTENIMIENTO (SPAN) = $2 * ESR * Q^{0.4}$
 ESR = 1.6, Para labores permanentes.
 ESR = 3.0, Para labores temporales.

Ejemplo práctico.

1. Valoración de la masa rocosa (RMR) = 50
2. Máximo abierto sin sostenimiento (SPAN) = 5.00m.
3. Tiempo de autosostenimiento (Según la imagen) = 300h = 12 días aproximadamente.

Fuente: Boletín informativo de la Gerencia de Supervisión Minera, Enero - Marzo 2018

Edwin Quintanilla Acosta, Gerente de Supervisión Minera OSIGNERMIN

Anexo N° 5**PROCEDIMIENTO DE PRUEBAS DE CAMPO**

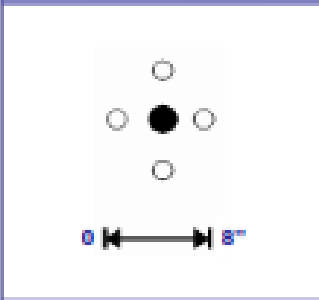
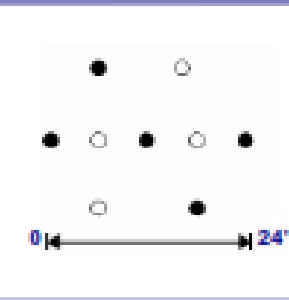
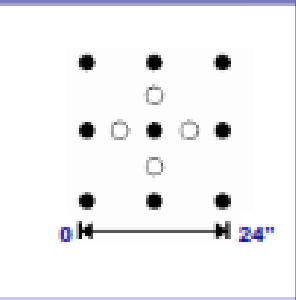
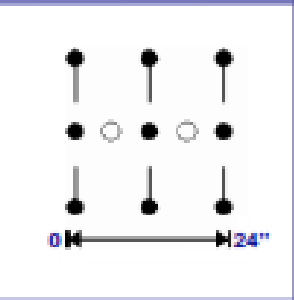
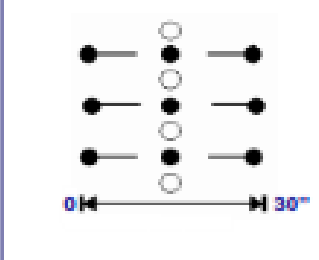
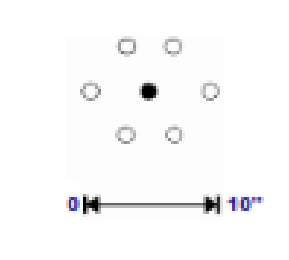
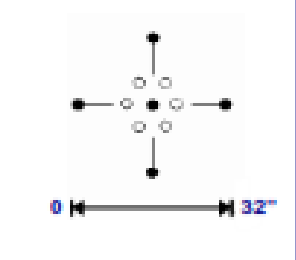
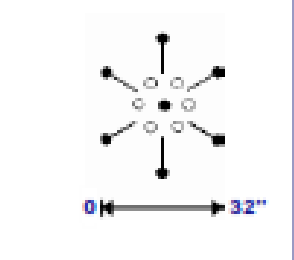
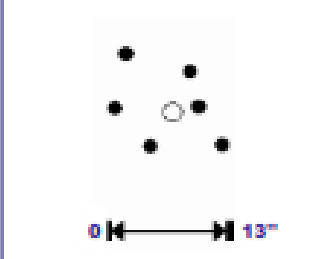
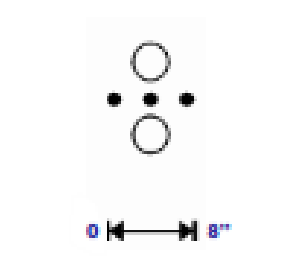
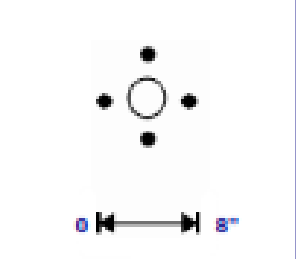
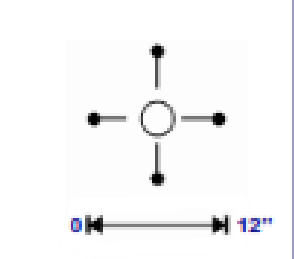
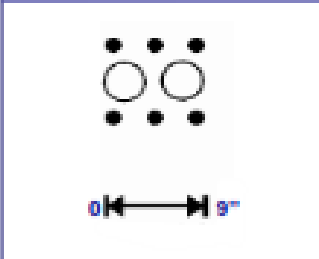
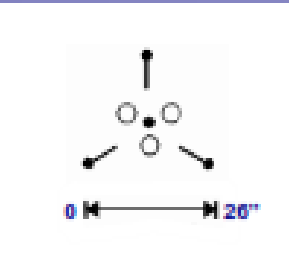
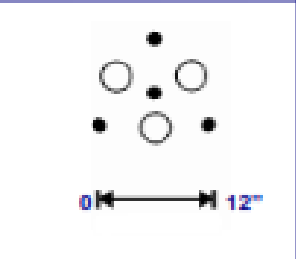
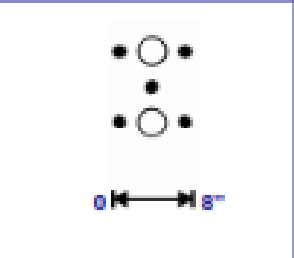
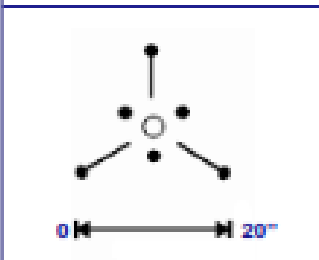
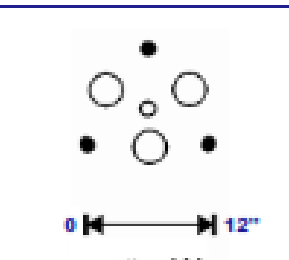
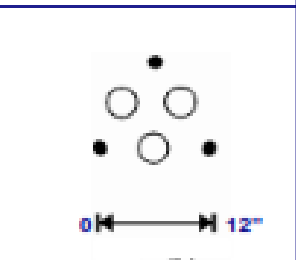
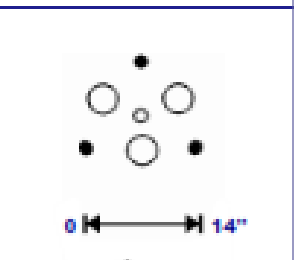
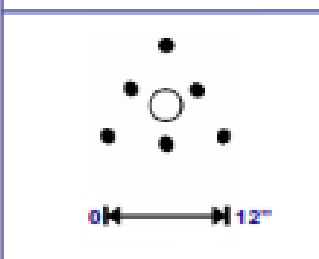
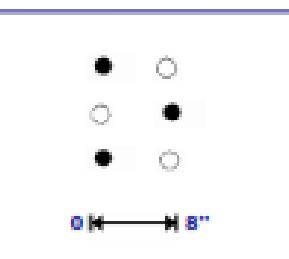
Las pruebas de campo se realizaron en las diferentes labores de desarrollo, para nuestro caso el estudio se realizó en la Gal. 2140 E, el procedimiento que seguimos fue el siguiente:

1. Desatado de rocas Sueltas de la labor.
2. Verificar que se encuentre marcado el punto de dirección y la gradiente.
3. Pintado de malla considerando el diseño propuesto por Roger Holmberg.
4. Realizar la perforación, controlando el paralelismo, simetría y profundidad de taladro.
5. Realizar nuevamente el desatado de rocas del frente perforado.
6. Realizar el armado o cebado y carguío para los taladros de pre corte con explosivos de baja potencia.
7. Realizar y distribuir el cebado, teniendo en cuenta los retardos propuestos.
8. Iniciar el carguío con Emulex 80%, controlando la cantidad de explosivo por taladro.
9. Realizar el amarre del frente con mecha rápida.
10. Marcar un punto contra para tener un control del avance.
11. Realizar el chispeo.
12. Inspeccionar la ventilación.
13. Regar el frente para encontrar posibles tiros cortados.
14. Realizar nuevamente el desatado de rocas del frente disparado.
15. medir el avance, desde el punto contra hasta la cara libre.



Anexo N° 6

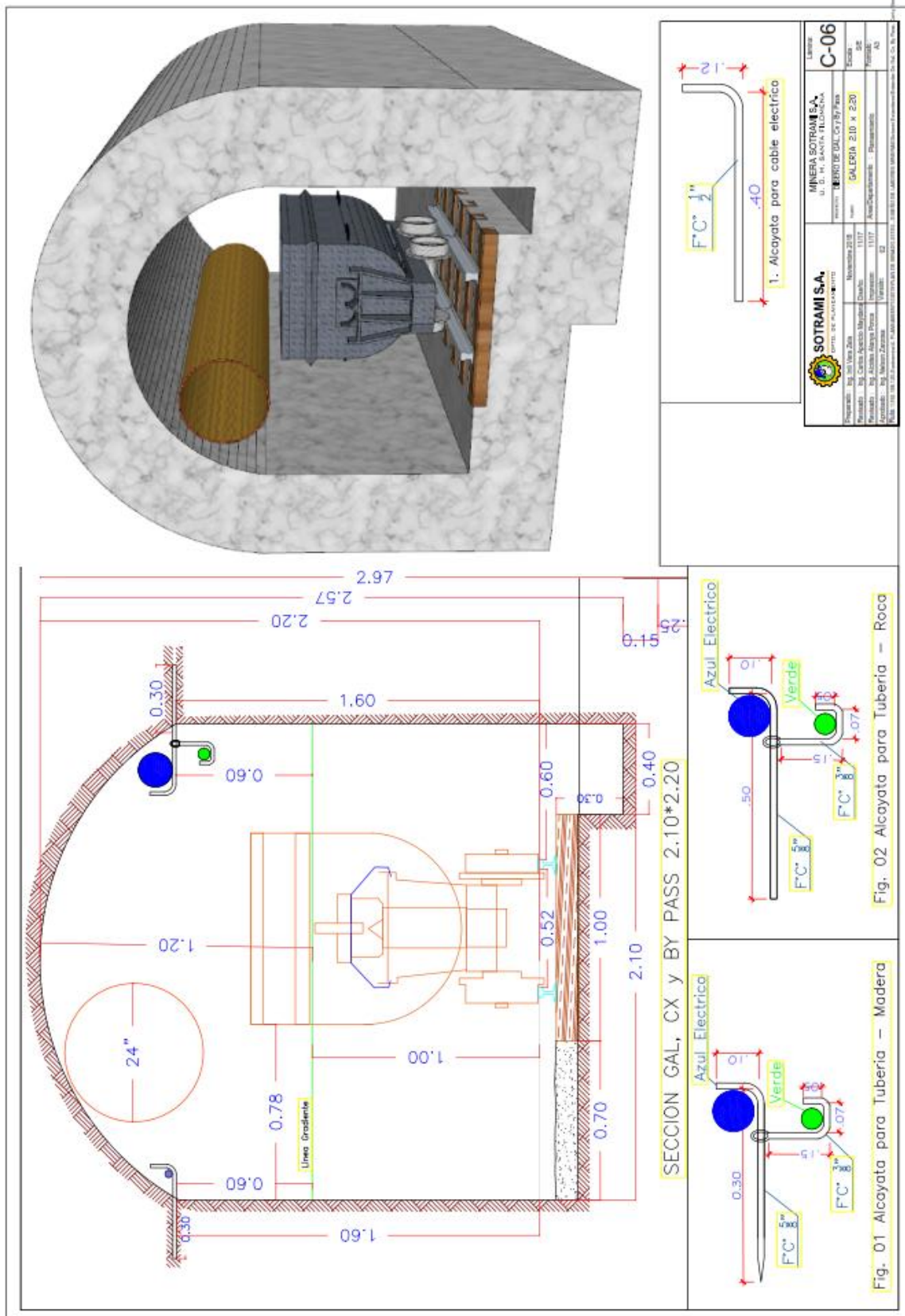
Tipos de arranque de taladros con corte quemado

			
			
			
			
			
		<p>Legenda</p> <p>Taladro cargado o de producción : ●</p> <p>Taladro de alivio sin carga explosiva : ○</p>	

Fuente: Manual Práctico de Voladura, EXSA S.A. (2019)

Anexo N° 7

Estándares para labores de desarrollo con sección optimizada

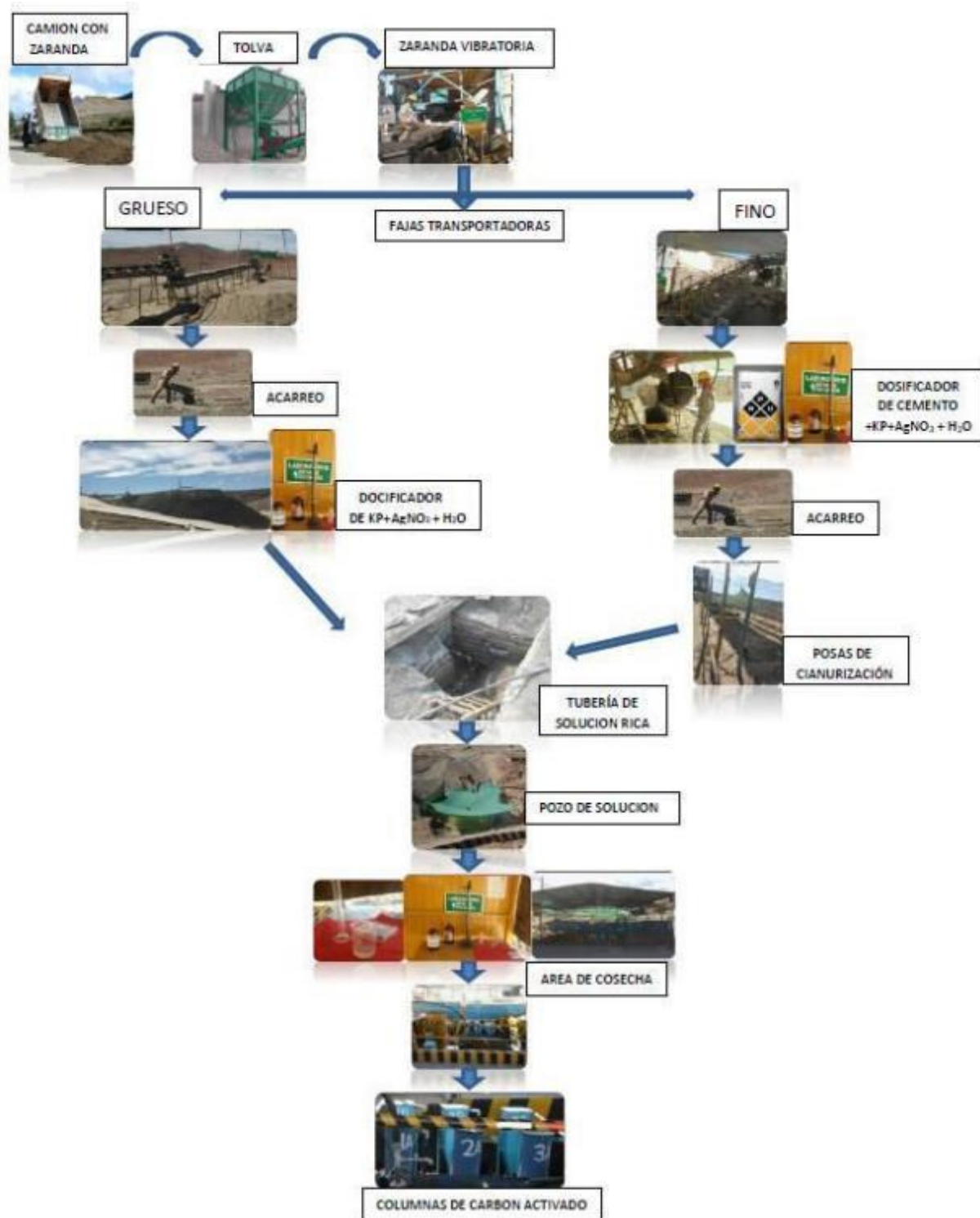


Fuente: SOTRAMI S. A (DPTO de Planeamiento)



Anexo N° 8


Proceso de recuperación de oro por aspersión en canchas de lixiviación (pad)



Fuente: SOTRAMI S.A (Área planta)

Anexo N° 9

Formato de IPERC continuo de la Compañía Minera Sotrami S.A.

	ANEXO N° 7				Código:		
	FORMATO IPERC CONTINUO				Versión:		
					Fecha:		
					Página 1 de 1		
FECHA, LUGAR Y DATOS DE TRABAJADORES:							
FECHA	HORA	NIVEL/ÁREA	NOMBRES		FIRMA		
DESCRIPCIÓN DEL PELIGRO	RIESGO	EVALUACIÓN IPER			EVALUACIÓN RIESGO RESIDUAL		
		A	M	B	A	M	B
SECUENCIA PARA CONTROLAR EL PELIGRO Y REDUCIR EL RIESGO.							
1.-							
2.-							
3.-							
DATOS DE LOS SUPERVISORES							
HORA	NOMBRE SUPERVISOR		MEDIDA CORRECTIVA			FIRMA	

Fuente: Área de seguridad (SOTRAMI S.A.)

Anexo N° 10

La matriz de evaluación de riesgos según tipos de peligros identificados

MATRIZ BASICA DE EVALUACION DE RIESGOS													
SEVERIDAD	Catastrófico	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO	DESCRIPCIÓN	PLAZO DE MEDIDA CORRECTIVA			
	Mortalidad	2	3	5	8	12	16				ALTO	Riesgo intolerable, requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el PELIGRO se paralizan los trabajos operacionales en la labor.	0-24 HORAS
	Permanente	3	6	9	13	17	20				MEDIO	Tomar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Iniciar la acción se puede ejecutar de manera inmediata	0-72 HORAS
	Temporal	4	10	14	18	21	23				BAJO	Este riesgo puede ser tolerable.	1 MES
	Menor	5	15	19	22	24	25						
			A	B	C	D	E						
			Común	Ha sucedido	Podría suceder	Raro que suceda	Prácticamente imposible que suceda						
			FRECUENCIA										

SEVERIDAD	CRITERIOS			
	Lesión personal	Dano a la propiedad	Dano al proceso	
Catastrófico	Varias fatalidades. Varias personas con lesiones permanentes.	Pérdidas por un monto mayor a US\$ 100,000	Paralización del proceso de más de 1 mes o paralización definitiva.	
Mortalidad (Pérdida mayor)	Una mortalidad. Saldo vegetal.	Pérdidas por un monto entre US\$ 100,01 y US\$ 100,000	Paralización del proceso de más de 1 semana y menos de 1 mes	
Pérdida permanente	Lesiones que incapacitan a la persona para su actividad normal de por vida. Enfermedades ocupacionales avanzadas.	Pérdida por un monto entre US\$ 5,000 y US\$ 10,000	Paralización del proceso de más de 1 día hasta 1 semana.	
Pérdida temporal	Lesiones que incapacitan a la persona temporalmente. Lesiones por posición ergonómica.	Pérdida por monto mayor o igual a US\$ 1,000 y menor a US\$ 5,000	Paralización de 1 día.	
Pérdida menor	Lesión que no incapacita a la persona. Lesiones leves.	Pérdida por monto menor a US\$ 1,000	Paralización menor de 1 día.	
FRECUENCIA	CRITERIOS			
	Probabilidad de frecuencia	Frecuencia de exposición		
	Común (muy probable)	Sucede con demasiada frecuencia.	Muchas (5 o más) personas expuestas. Varias veces al día.	
	Ha sucedido (probable)	Sucede con frecuencia.	Moderado (3 a 5) personas expuestas varias veces al día.	
	Podría suceder (posible)	Sucede ocasionalmente.	Pocas (1 a 2) personas expuestas varias veces al día. Muchas personas expuestas ocasionalmente.	
	Raro que suceda (poco probable)	Rara vez ocurre. No es muy probable que ocurra.	Moderado (3 a 5) personas expuestas ocasionalmente.	
Prácticamente imposible que suceda.	Muy rara vez ocurre. Imposible que ocurra.	Pocas (1 a 2) personas expuestas ocasionalmente.		

Fuente: Área de seguridad y salud ocupacional (D.S. N° 023 - EM)

Anexo N° 11

Fotografías

Uso de guidores para el control de paralelismo y el corte quemado hexagonal



Perforadora neumática Jackleg RNP a punto de iniciar la perforación en la galería 2140E



Fuente: Autores de Tesis

Pique Principal Esperanza Nv. 05 (Boca Mina Zona Santa Rosa)



Personal nuevo haciendo su recorrido boca mina zona 23



Fuente: Autores de Tesis

Línea de mando-supervisores de la contrata minera Amantina Perú S.A.C

U.E.A “santa filomena”



Fuente: Autores de Tesis

