FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICACIÓN DE TESIS Y TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, PARA A OPTAR GRADOS ACADÉMICOS Y TÍTULOS PROFESIONALES EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DIGITAL - UNASAM

Conforme al Reglamento del Repositorio Nacional de Trabajos de Investigación – RENATI.
Resolución del Consejo Directivo de SUNEDU Nº 033-2016-SUNEDU/CD

1. Datos del Autor:

Apellidos y Nombres: **CHINCHAY JACOME JUAN CARLOS**

Código de alumno: 121.0503.084 Teléfono: 925994055

Correo electrónico: **jcjacome2017@gmail.com** DNI o Extranjería: 72144601

2. Modalidad de trabajo de investigación:

( ) Trabajo de investigación ( ) Trabajo académico

( ) Trabajo de suficiencia profesional (X) Tesis

3. Título profesional o grado académico:

( ) Bachiller (X) Título ( ) Segunda especialidad

( ) Licenciado ( ) Magister ( ) Doctor

4. Título del trabajo de investigación:
"DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN BASADO EN LOS MODELOS GEOMECÁNICOS PARA OPTIMIZAR LA VOLADURA EN MINERIA SUBTERRÁNEA - 2018"

Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

6. Escuela, Carrera o Programa: Ingeniería de Minas

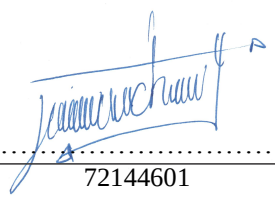
7. Asesor:

Apellidos y Nombres: Dr. Ing. **Sotelo Montes Javier Enrrique** Teléfono:943606331

Correo electrónico: **ensotelo@hotmail.com** D.N.I: 31601882

A través de este medio autorizo a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, publicar el trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional Digital, Repositorio Nacional Digital de Acceso Libre (ALICIA) y el Registro Nacional de Trabajos de Investigación (RENATI).

Asimismo, por la presente dejo constancia que los documentos entregados a la UNASAM, versión impresa y digital, son las versiones finales del trabajo sustentado y aprobado por el jurado y son de autoría del suscrito en estricto respeto de la legislación en materia de propiedad intelectual.



Firma: .....
D.N.I 72144601

Fecha: 07 / 01 / 20

UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN BASADO EN LOS MODELOS GEOMECÁNICOS PARA OPTIMIZAR LA VOLADURA EN MINERÍA SUBTERRÁNEA - 2018

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. CHINCHAY JÁCOME, Juan Carlos

Asesor:

Dr. Ing. SOTELO MONTES, Javier Enrrique

HUARAZ - PERÚ

2018

DEDICATORIA

A dios de los cielos por haberme protegido hasta ahora,

A mis padres por su confianza, sacrificio y apoyo incondicional que me ofrecieron en toda la trayectoria de mi vida universitaria, para cumplir mis metas.

AGRADECIMIENTO

A mis catedráticos de mi alma mater la universidad nacional Santiago Antúnez de Mayolo de la Facultad de Ingeniería de Minas, quienes guiaron con éxito mi formación profesional.

Por último y lo más importante, agradezco a Dios de los cielos, por haberme concedido una buena salud para seguir trabajando y luchando por una vida mejor

RESUMEN

El presente trabajo de investigación, es realizada en uno de las operaciones unitarias del ciclo minado, que es la perforación y voladura, pertinente a los frentes de labores de desarrollo de un sistema de minado subterráneo. Donde, se ha visto que se presentan con mucha frecuencia las deficiencias respecto a las voladuras, en forma de una inadecuada fragmentación, inestabilidad de las aberturas generadas, mala proyección del material fragmentado y menor rendimiento en los avances lineales, lo que generan costos operativos elevados, todo aquello se debe al mal diseño de la malla de perforación, que no se ajusta a las características del macizo rocoso.

La metodología utilizada se sujeta a un tipo de investigación aplicada-transversal, diseño experimental, nivel correlacional-explicativo, además de eso para obtener los datos de análisis se utilizaron técnicas de observación directa con pruebas de campo y de laboratorio.

Los resultados que se obtuvieron de este trabajo de investigación fueron formidables porque se logró, una buena fragmentación, mejor estabilidad de las labores desarrolladas, una buena proyección del material fragmentado y por ultimo un mejor avance lineal.

En conclusión, se llegó a qué haciendo el uso de modelos geomecánico modernos para el diseño de la malla de perforación, se obtienen excelentes resultados con respecto a la eficiencia de la voladura.

Finalmente, se puede decir que, lo que se pronostica en el gabinete, se debe ajustarse en el campo.

Palabras claves.

Diseño malla de perforación, modelos geomecánicos, optimización de la voladura, minería subterránea, clasificación geomecánica, análisis de fragmentación, estabilidad de las labores mineras, proyección del material fragmentado, avance lineal.

ABSTRACT

This research work is carried out in one of the unit operations of the mining cycle, which is drilling and blasting, pertinent to the fronts of development of an underground mining system. Where, it has been seen that deficiencies with respect to blasting occur very frequently, in the form of inadequate fragmentation, instability of the generated openings, poor projection of the fragmented material and lower performance in linear advances, which generate high operating costs , all this is due to the poor design of the perforation mesh, which does not fit the characteristics of the rock mass.

The methodology used is subject to a type of applied-cross-sectional research, experimental design, correlational-explanatory level, in addition to that, to obtain the analysis data, direct observation techniques were used with field and laboratory tests.

The results that were obtained from this research work were formidable because it was achieved, a good fragmentation, better stability of the work carried out, a good projection of the fragmented material and finally a better linear advance.

In conclusion, what was done by making use of modern geomechanical models for the design of the drilling mesh, excellent results are obtained with respect to blasting efficiency.

Finally, it can be said that, what is forecast in the cabinet, must be adjusted in the field.

Keywords.

Design mesh drilling, geomechanical models, blasting optimization, underground mining, geomechanical classification, fragmentation analysis, stability of mining work, projection of fragmented material, linear advance.

ÍNDICE

DEDICATORIA i
AGRADECIMIENTO ii
RESUMEN iii
ABSTRACT iv
INTRODUCCIÓN. xiii
GENERALIDADES 15
1.1 Entorno Físico. 15
1.1.1 Ubicación y Acceso 15
1.1.2 Topografía 17
1.1.3 Recursos naturales 17
1.1.4 Otros 17
1.2 Entorno Geológico. 18
1.2.1 Geología Regional. 18
1.2.2 Geología Local 18
1.2.3 Geología Estructural 19
1.2.4 Geología Económica 20
FUNDAMENTACIÓN 21
2.1. Marco teórico. 21
2.1.1. Antecedentes de investigación. 21
2.1.2. Definición de términos. 22
2.1.3. Fundamentación teórica. 24
METODOLOGÍA 124
3.1. **El problema de investigación.** 124
3.1.1. **Descripción de la realidad problemática.** 124
3.1.2. **Planteamiento y formulación del problema.** 124
3.1.3. **Objetivos.** 125
3.1.4. **Justificación de la investigación.** 126
3.1.5. **Limitaciones.** 127
3.1.6. **Alcance de la investigación.** 127
3.2. **Hipótesis.** 127
3.2.1. **Hipótesis general.** 127
3.2.2. **Hipótesis específicas.** 127
3.3. **Variables.** 127
3.3.1. **Variable independiente.** 127

3.3.2. **Variable dependiente.** 127
3.3.3. **Indicadores.** 127
3.4. **Tipo de investigación.** 128
3.5. **Diseño de investigación.** 128
3.6. **Nivel de diseño de investigación.** 128
3.7. **Población y muestra.** 128
3.7.1. **Población.** 128
3.7.2. **Muestra.** 128
3.8. **Técnicas e instrumentos de recolección de datos.** 128
3.8.1. **Técnicas.** 128
3.8.2. **Instrumentos.** 129
3.9. **Plan de procesamiento y formas de tratamiento de los datos.** 129
RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN 136
4.1. **Descripción de la realidad y procesamiento de datos.** 136
4.1.1. **Descripción de la realidad.** 136
4.1.2. **Procesamiento de datos.** 136
4.2. **Análisis e interpretación de la información.** 203
4.3. **Discusión de los resultados.** 212
4.4. **Aporte de tesista.** 213
CONCLUSIONES 214
RECOMENDACIONES. 215
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS. 216
ANEXOS 217
Técnicas e instrumentos de recolección de datos. 217

TABLAS

Tabla N° 1: Caracterización de la presencia de agua en el frente de excavación. ----------29
Tabla N° 2: Relaciones aproximadas entre la calidad de los macizos rocosos y los valores de las constantes m y s.----------47
Tabla N° 3: Correlación tipo de roca con valor de RMR, simple. ----------77
Tabla N° 4: Correlación tipo de roca con valor de RMR, detallado. ----------77
Tabla N° 5: Clasificación empírica para determinar los valores de Dt y C. ----------77
Tabla N° 6: Cantidad de explosivo consumido por unidad de volumen.----------79
Tabla N° 7: Correlación de factor de carga con el valor de RMR.----------79
Tabla N° 8: Asignación de los grupos por tipo de roca. ----------80
Tabla N° 9: Valores de m con respecto a RMR.----------82
Tabla N° 10: Determinación de profundidad y radio optimo por método iterativo.------ 140
Tabla N° 11: Diseño de cráter practico.---------- 141
Tabla N° 12: Criterio de Mohr Columb. ---------- 147
Tabla N° 13: Criterio de rotura de Hoek y Brown.---------- 149
Tabla N° 14: Criterio de rotura de Hoek y Brown.---------- 151
Tabla N° 15: Criterio de rotura de Hoek y Brown. ---------- 152
Tabla N° 16: Calculo de Nta, $\emptyset eq$, Lae para corte quemado y cilindro. ---------- 160
Tabla N° 17: Distribución analítica de los taladros de malla perforación.---------- 169
Tabla N° 18: Distribución de la carga explosiva por cada nomenclatura de la malla. --- 171
Tabla N° 19: Burden nominal y el factor de seguridad. ---------- 172
Tabla N° 20: Distribución de los taladros en la malla de perforación. ---------- 181
Tabla N° 21: Cantidad de explosivo para cada nomenclatura del diseño de malla. ------ 181
Tabla N° 22: Distribución de los taladros en la malla de perforación. ---------- 181
Tabla N° 23: Cantidad de explosivo para cada nomenclatura en la malla de perforación. ---------- 182
Tabla N° 24: Distribución de los taladros en la malla de perforación. ---------- 182
Tabla N° 25: Cantidad de explosivo por cada nomenclatura del diseño. ---------- 182
Tabla N° 26: Distribución de los taladros en la malla de perforación. ---------- 183
Tabla N° 27: Cantidad de explosivo para cada nomenclatura del diseño de malla. ------ 183
Tabla N° 28: Distribución de los taladros en la malla de perforación. ---------- 183
Tabla N° 29: Cantidad de explosivo para cada nomenclatura sin disminuir la carga. --- 184

Tabla N° 30: Cantidad de explosivo para cada nomenclatura con disminución de carga. ---------- 184
Tabla N° 31: Distribución de numero de cartuchos taladro con disminución de la carga. ---------- 185
Tabla N° 32: Factor de seguridad para cada nomenclatura del diseño de malla. --------- 185
Tabla N° 33: Factor de seguridad para cada nomenclatura del diseño de malla. --------- 186
Tabla N° 34: Factor de seguridad para cada nomenclatura del diseño de malla. --------- 186
Tabla N° 35: Factor de seguridad para cada nomenclatura sin disminuir la carga.------- 187
Tabla N° 36: Factor de seg. para cada nomenclatura con la disminución de la carga --- 187
Tabla N° 37: Calculo de valores de tamaño y porcentaje pasante por cada nomenclatura de la malla de perforación de 26 tal. (Modificado). ---------- 189
Tabla N° 38: Calculo de valores de tamaño y porcentaje pasante por cada nomenclatura de la malla de perforación (Modificado) para 22 tal.---------- 191
Tabla N° 39: Porcentaje de sobrerotura después de la voladura.---------- 195
Tabla N° 40: Análisis de avance lineal y eficiencia de la voladura. ---------- 197
Tabla N° 41: Medición de longitudes del desplazamiento del material fragmentado. --- 198
Tabla N° 42: Análisis de avance lineal y eficiencia de la voladura. ---------- 200

FIGURAS

Figura N° 1: Ubicación y Accesos 16
Figura N° 2: Estimación de la resistencia a la compresión a partir esclerómetro. 28
Figura N° 3: Abaco que permite determinar el valor de JRC. 31
Figura N° 4: Perfiles estándar de rugosidad y los valores de JRC. 32
Figura N° 5: Perfiles estándar de rugosidad. 33
Figura N° 6: Relleno de discontinuidades. 34
Figura N° 7: Orientación de la excavación en relación a las discontinuidades. 37
Figura N° 8: Diagrama de flujo de evaluación de los índices de IRMR y MRMR. 39
Figura N° 9: Envolventes de rotura del criterio de Hoek y Brown en función de los esfuerzos principales (a) y de los esfuerzos normal y tangencial (b). Representación de las diferentes condiciones de esfuerzo para rotura de la matriz rocosa. 46
Figura N° 10: Área de influencia por detonación de un taladro. 51
Figura N° 11: Esquema de burden en el arranque. 53
Figura N° 12: Correlación entre la frecuencia de fracturación y Ce. 58
Figura N° 13: Constante de roca vs. consumo específico de explosivo. 59
Figura N° 14: Factor de roca vs. consumo especifico de explosivo. 60
Figura N° 15: Constante de roca vs. factor de roca. 60
Figura N° 16: Representación idealizada de la fracturación. 63
Figura N° 17: Fracturación inducida por la detonación de un taladro. 64
Figura N° 18: Unión de las fisuras radiales. 64
Figura N° 19: Representación idealizada de la figura geométrica originada. 65
Figura N° 20: Dirección de tensión principal mayor. 65
Figura N° 21: Dirección de tensión a compresión y tracción. 66
Figura N° 22: Dirección de tensión a compresión y tracción. 67
Figura N° 23: Tipo de sección según la orientación del eje mayor y el valor “k”. 67
Figura N° 24: Relación de elipse con la sección de la labor. 68
Figura N° 25: Denominación de los radios de área de influencia de tal. 71
Figura N° 26: Zona de trituración y agrietamiento. 71
Figura N° 27: Trituración y agrietamiento de taladros después de la voladura. 72
Figura N° 28: Parámetros de variables de cráter generalizado. 74
Figura N° 29: Parámetros de variables de cráter optimizado. 75

Figura N° 30: Área de influencia del cráter con una deficiencia de carga a medio impacto. 75
Figura N° 31: Caracterización con una deficiencia de carga a cero impactos. 76
Figura N° 32: Relación de Distancia entre taladros con el valor de RMR. 78
Figura N° 33: Relación entre constante de roca y RMR 78
Figura N° 34: Correlación de factor de carga con el valor de RMR. 80
Figura N° 35: Correlación de factor de carga con el valor de RMR. 81
Figura N° 36: Correlación de factor de carga con el valor de RMR. 81
Figura N° 37: Correlación de factor de "m" con RMR. 82
Figura N° 38: Correlación de factor de "c" con RMR. 83
Figura N° 39: Dimensionamiento de la sección tipo Baúl. 88
Figura N° 40: Dimensionamiento de la sección tipo Herradura. 89
Figura N° 41: Dimensionamiento de la sección tipo Circular. 90
Figura N° 42: Esquema de sobrerotura de una galería horizontal. 113
Figura N° 43: Función de distribución de la fragmentación de roca por voladura. 115
Figura N° 44: Diferentes formas de acumulaciones del perfil de pila de material fragmentado después de la voladura. 118
Figura N° 45: Dimensionamiento de cubo de madera con orificio. 121
Figura N° 46: Dimensionamiento de cubo de madera con orificio. 121
Figura N° 47: Corte de orificio perpendicular a las fuerzas. 122
Figura N° 48: Corte del orificio paralelo a las fuerzas. 122
Figura N° 49: Perforación de un taladro en un frente de labor horizontal, carguío, detonación y área de influencia del fracturamento. 123
Figura N° 50: Calculo de puntuación de RMR con respecto a las resistencias compresivas. 137
Figura N° 51: Calculo de puntuación de RMR con respecto al número de discontinuidades por metro lineal. 137
Figura N° 52: Curva idealizada de Livingston. 141
Figura N° 53: Simulación geométrico de cráter practico. 142
Figura N° 54: Dimensión de la sección de la labor XC 217. 144
Figura N° 55: Tensiones naturales ante de la excavación. 145
Figura N° 56: Tensiones naturales en frente de la excavación. 146
Figura N° 57: Bosquejo de tensiones inducidos. 146
Figura N° 58: Criterio de Mohr Columb en RocData. 148

Figura N° 59: Criterio de rotura de Hoek y Brown en RocData. 149
Figura N° 60: Criterio de rotura de Hoek y Brown en RocData. 151
Figura N° 61: Criterio de rotura de Hoek y Brown en RocData. 153
Figura N° 62: Calculo de áreas de la sección. 156
Figura N° 63: Calculo de áreas de la sección. 157
Figura N° 64: Caras libre generadas de diseño real y de modelado. 161
Figura N° 65: Diseño de arranque en dirección del esfuerzo principal mayor. 162
Figura N° 66: Diseño de malla de perforación con 28 y 25 taladros por frente. 173
Figura N° 67: Diseño de malla de perforación con 26 taladros por frente. 174
Figura N° 68: Diseño de malla de perforación con 22 taladros por frente. 175
Figura N° 69: Área de influencia de los taladros de malla de perforación. 176
Figura N° 70: Diseño de malla de perforación de 22 taladros con área de influencia. 178
Figura N° 71: Área de influencia y su relación con la cara libre generada. 179
Figura N° 72: Secuencia de salida de los taladros. 180
Figura N° 73: Curva de distribución de tamaño de la roca fragmentada por voladura según el modelo de KUZ RAM para 26 taladros. 190
Figura N° 74: Curva de distribución de tamaño de la roca fragmentada por voladura según el modelo de KUZ RAM para 22 taladros. 192
Figura N° 75: Sobrerotura generada después de una de las voladuras del disparo 30. 194
Figura N° 76: Esquema de perfil de la sección con longitudes de tal. de arranque y otros. 196
Figura N° 77: Curva de proyección de los desplazamientos de material fragmentado. 199
Figura N° 78: Ubicación de la línea gradiente en el frente de la labor. 201
Figura N° 79: Ubicación de línea de dirección en el frente de la labor. 201
Figura N° 80: Ubicación de línea de dirección en el frente de la labor. 202
Figura N° 81: Región critica de cola a la izquierda en escala z. 205
Figura N° 82: Región critica de cola a la izquierda en escala z. 207
Figura N° 83: Región critica de cola a la derecha en escala z. 209
Figura N° 84: Región critica de cola a la derecha en escala z. 211

CUADROS

Cuadro N° 1: Ubicación y Accesos. ----------15
Cuadro N° 2: Calidad de la roca en función de RQD.----------29
Cuadro N° 3: Descripción de la persistencia.----------30
Cuadro N° 4: Grado de meteorización de los labios de una discontinuidad.----------35
Cuadro N° 5: Alterabilidad de la matriz rocosa. ----------35
Cuadro N° 6: Orientación de la excavación en relación a las discontinuidades. ----------37
Cuadro N° 7: Factores de ajuste por tipo de voladura. ----------41
Cuadro N° 8: Factores de ajuste por aguas. ----------42
Cuadro N° 9: Valores de las constes mi para la matriz rocosa.----------46
Cuadro N° 10: Descripción del parámetro D.----------48
Cuadro N° 11: Factor de seguridad teórico.----------52
Cuadro N° 12: Parámetros corregido de LILLY para minería subterránea.----------62
Cuadro N° 13: Constante de roca y distancia entre taladros. ----------77
Cuadro N° 14: Propiedades de la matriz rocosa y métodos para su determinación. ----- 120
Cuadro N° 15: Determinación de la densidad y absorción de agua.---------- 130
Cuadro N° 16: Determinación otras propiedades físicas. ---------- 130
Cuadro N° 17: Ensayo de compresión simple. ---------- 131
Cuadro N° 18: Ensayo propiedades físicas.---------- 131
Cuadro N° 19: Ensayo de tracción directa.---------- 132
Cuadro N° 20: Ensayo de compresión triaxial.---------- 132
Cuadro N° 21: Ensayo de carga puntual.---------- 132
Cuadro N° 22: Ensayo de carga puntual.---------- 133
Cuadro N° 23: Determinación de profundidad y radio optimo por método iterativo. --- 134
Cuadro N° 24: Determinación de índice de resistencia y resistencia compresiva. ------- 135
Cuadro N° 25: Prueba de hipótesis para la fragmentación del material roto. ---------- 204
Cuadro N° 26: Prueba de hipótesis para la sobre rotura generada. ---------- 206
Cuadro N° 27: Prueba de hipótesis para el avance lineal. ---------- 208
Cuadro N° 28: Prueba de hipótesis para la proyección horizontal.---------- 210

INTRODUCCIÓN.

La geomecanica, tal como se conoce en la actualidad, es una disciplina que los últimos años ha tenido grandes progresos y apogeos, convirtiéndose en una de las herramientas más importantes en el análisis del macizo rocoso en in-situ, particularmente en la minería subterránea.

Para su aplicación efectiva de estos modelos geomecanicos, se ha visto por conveniente realizarlo en la operación de perforación y voladura del ciclo minado, a través del análisis minucioso de las variables que intervienen para el diseño de malla de perforación.

El presente trabajo de investigación se realizado basado en la revisión literaria especializada y pruebas de campos, se ha tratado de sistematizar la metodología de aplicación de la geomecanica en el diseño de la malla de perforación para su respectivo análisis de la voladura par el caso de la minería subterránea, tratando de forma precisa buscar alternativas de solución a los problemas identificados en la operación del minado.

Se espera que este trabajo de investigación pueda servir de guía a las empresas mineras dedicadas al rubro de la minería subterránea, así mismo, a los profesionales dedicados al campo de la geomecanica, perforación y voladura; de tal manera que esta investigación también se constituya en un apoyo efectivo al diseño y planeamiento del minado, contribuyendo a mejorar los estándares de seguridad y eficiencia en las operaciones mineras.

El propósito de esta investigación, es de optimizar la eficiencia de la voladura con uno diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecanicos, de forma que pueda reducir los costos de operación mina y minimizar los accidentes laborales, para este efecto se hace un diseño de estudio Experimental de nivel explicativo, usando reportes de avances de perforación, geomecanica y voladura, diseños gráficos, fotografías, ecuaciones, etc.

Dentro de los variables más importantes para el análisis de los resultados de la voladura tenemos al diseño de malla de perforación y los modelos geomecanicos.

El presente trabajo de investigación se desarrolla en 4 capítulos principales:

Capítulo I; ***Generalidades***: Se redacta el entorno físico que, dentro de ella está, la ubicación y el acceso, la topografía, recursos naturales y otros, luego el entorno geológico ya sea regional, local, estructural y económica.

Capítulo II; ***Fundamentación de investigación***: Este apartado trata sobre el marco teórico, que incluye los antecedentes de la investigación, definición de términos y fundamentación teórica.

Capítulo III; ***Metodología de investigación***: Acá se desarrolla el problema de investigación que incluye la descripción de la realidad problemática, planteamiento y formulación del problema, los objetivos, la justificación, las limitaciones y los alcances de la investigación, por otro lado tenemos el desarrollo de la hipótesis, las variables, diseño, el tipo, el nivel, población y muestra de la investigación; así mismo se señala los técnicas e instrumentos en la recolección, plan, y análisis de datos.

Capítulo IV; ***Resultados de investigación***: Se detallan los siguientes; la descripción de la realidad y procesamiento de datos, el análisis e interpretación de la información, discusión de resultados y los aportes del tesista.

Se finaliza con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Entorno Físico.

1.1.1 Ubicación y Acceso

La Mina Miriam del Pilar está ubicado en el Flanco Oeste de la Cordillera Negra, distrito de Cáceres del Perú-Jimbe, Caserío de Cochapeti, provincia de Santa departamento de Ancash, en zona de traslape 17 L y 18 L presenta relieve accidentado, pendientes abruptas y se encuentra a una altitud promedio de 4100 m.s.n.m. Las Coordenadas geográficas son:

- ✓ Longitud: 8° 58.438’ 00” S
- ✓ Latitud: 77° 59.98’ 00” W

Vía terrestre

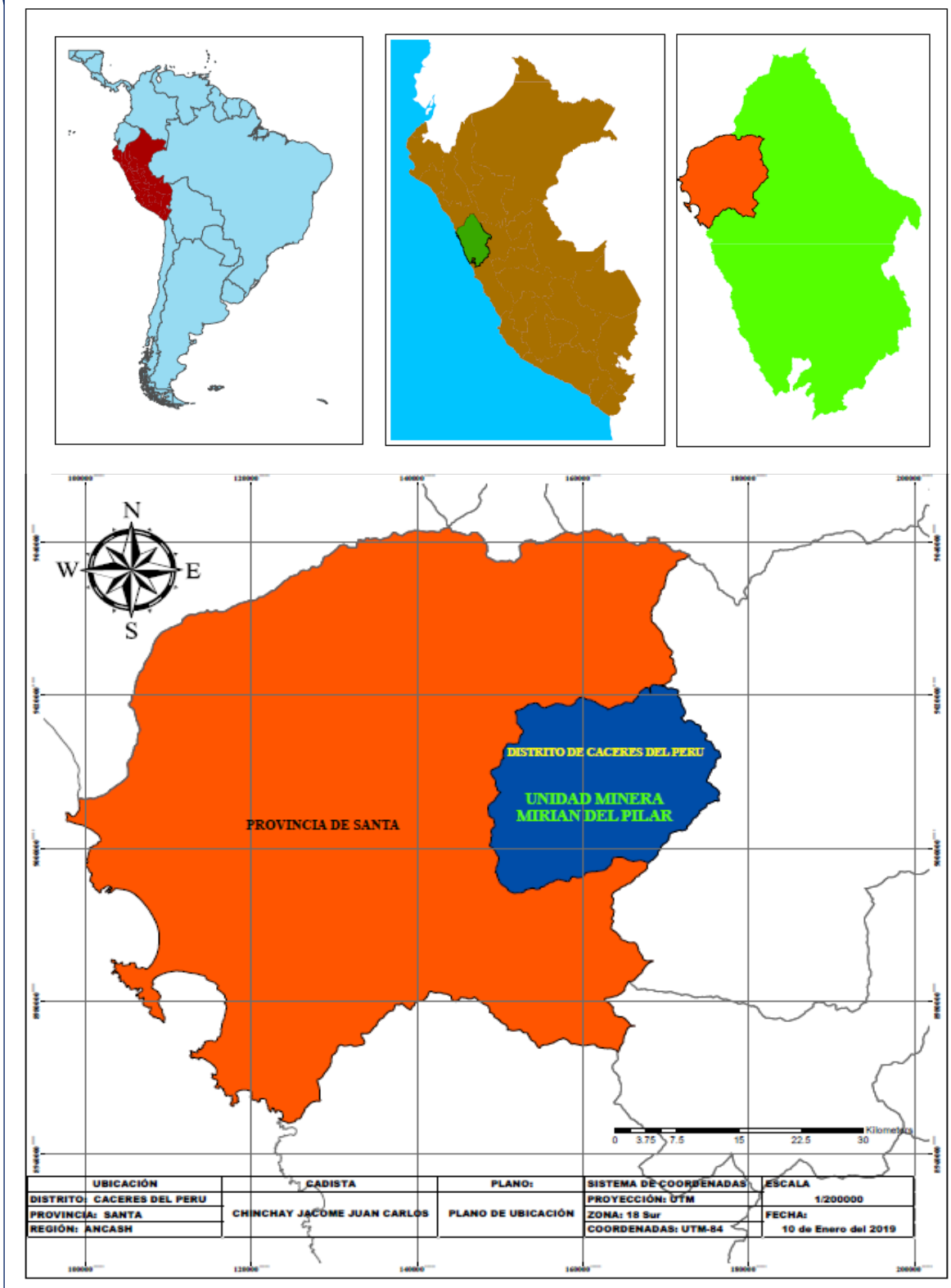
La distancia de Lima a la mina son 483 Km, se recorren los siguientes tramos:

Cuadro N° 1:*Ubicación y Accesos.*

TRAMO	TIPO DE VIA	DISTANCIA KM	TIEMPO (HORAS)
Lima - Casma-Cruce – Samanco	Asfaltado	400.00	8.00
Cruce Samanco-Moro-Jimbe	Asfaltado	50.00	1.50
Jimbe- Caserío Cochapeti	Carretera Afirmada	30.00	1.50
Cochapeti-Mina Miriam Pilar	Trocha carrozable	3.00	0.45
		483.00	11h 45min

Fuente: *propio*

Figura N° 1: Ubicación y Accesos (Ver en el Anexo N°09)



Fuente: *propio*

1.1.2 Topografía

La mina presenta una topografía accidentada; disectada por quebradas cuyo curso de drenaje es hacia el rio Nepeña y luego al Océano Pacífico.

1.1.3 Recursos naturales

Recursos Forestales y Fauna

En las comunidades cercanas como, Huascayan, Cochapeti Tara, Chingá y Rosa María de Aliso existen plantaciones de eucalipto (eucaliptos); gran parte de la población se dedican a la ganadería y agricultura.

Recursos Hídricos

El proyecto se encuentra en la parte superior de la sub-cuenca del río Nepeña que desemboca en el Océano Pacifico. Las aguas subterráneas son mayormente permanentes, pero en mayor volumen están ligadas a la época de lluvias, siendo la roca reservorio de naturaleza sedimentaria (caliza) y tiene una porosidad secundaria por fracturamiento lo que facilita la infiltración dando lugar a pequeños manantiales como los de Condorpayacun.

Recursos Mineros

En los alrededores del proyecto, existen concesiones mineras como Michael Cinco, Vale Un Perú, el grupo de la Juana Rosa. La puesta en operación de estos yacimientos generaría fuentes de empleo para la población de la zona.

1.1.4 Otros

Fisiografía

La zona en estudio se encuentra en el flanco oeste de la Cordillera Negra a una altitud de 3500 msnm, presenta una topografía accidentada; disectada por quebradas cuyo curso de drenaje es hacia el rio Nepeña y luego al Océano Pacífico. En el área los rasgos geomorfológicos que destacan son:

- Vestigios de la superficie puna.
- Flanco Occidental Andino.
- Valles.

Clima y vegetación

El clima es frígido, la temperatura promedia en verano es 10.5° c en el día, 6° c por la noche. La estación lluviosa se manifiesta a partir de diciembre, alcanzando su mayor

intensidad entre los meses enero- abril. El período de sequía es entre mayo y noviembre.

La vegetación en las proximidades de la mina consiste de arbustos característicos de la zona como la tola (Parasthapia cuadrangulare), Quenoal (Polilepys incana), chachacoma (Baccayis odorata), en el fondo de los valles y en las proximidades de la mina hay turbas que constituyen los bofedales y champales, juntamente con hierbas y gramíneas que alimentan al ganado vacuno, caprino.

En los alrededores del proyecto hay comunidades como Cochapeti, Huascayan, Chingá, Tara, Rosa María de Aliso (Mucharan) etc.

1.2 Entorno Geológico.

1.2.1 Geología Regional.

- **Estratigrafía regional.**

Las fallas en rocas encajonantes de la parte occidental, rara vez se observan en el campo, pero se han inferido algunas a partir de sus rasgos estratigráficos, intrusivos y morfológicos.

La secuencia que constituye la envoltura del batolito fue plegada y levantada en el intervalo entre la deposición del grupo Casma y la erupción del Grupo Calipuy. Se piensa que los pliegues anteriores a los primeros plutones del batolito se formaron en el Albiano Superior. El consecuente levantamiento ocasionó la acumulación de las capas rojas contemporáneas más hacia el Este.

1.2.2 Geología Local

Estratigrafía local.

Formación Chicama. - Conformado por las Lutitas pizarrosas de color negras y marrones ocasionales horizontes de cuarcitas más abundantes en la zona de Jimbe en general poco expuesta, también areniscas se hallan fuertemente disturbadas por los intrusivos del Jurásico Superior.

Formación Pariatambo. - Son calizas y margas grises con intercalaciones, su espesor se estima 200 metros a más, se ha formado en ambiente marino aflora en la zona del proyecto y son conocidas que estas rocas son metalotectos. Su edad corresponde a la parte superior del Albiano medio.

Rocas ígneas.

Extrusivos:

Volcánicos Casma. - Corresponden a una secuencia de piroclastos y aglomerados están cortados a menudo por diques de Andesitas. Su edad se ubica en márgenes amplios, pero pueden inferirse de edad Terciario. En la zona del proyecto no se informa de afloramientos de estas características.

Formación Volcánicos Calipuy. -Son rocas de composición Andesiticas que afloran sobreyaciendo a la Formación Huaylas en el Cuadrángulo de Santiago de Chuco. Son derrames riolíticos en algunos casos tienen textura porfiritica; esta Formación tiene un espesor de 1400 metros aprox.

Intrusivos:

La zona está conformada por rocas intrusivas del tipo Granodioritas y Dioritas correspondientes al batolito de la costa formación Casma y Calizas de la formación Pariatambo cubriendo al batolito de la Costa. El área localmente está integrada por el Intrusivo Casma y las calizas Pariatambo.

La roca intrusiva del área en estudio forma parte del Batolito Costanero que se extiende desde Iquique en Chile hasta a Salaverry en el Norte del Perú. Se presentan desde el litoral hasta los 3,500 m.s.n.m como rocas Dioríticas y Graníticas que afloran a lo largo de todas las quebradas y la carretera a Jimbe.

1.2.3 Geología Estructural

En la zona existe un sistema de fracturamiento y fallas de Rumbo Norte 15° Este y Buzamiento de 50° NE.

Otro sistema de fracturamiento son los planos de las inter-estratificaciones que tienen como rumbo N 04°E y su Buzamiento 55 SW.

En la roca intrusiva también se aprecia diaclasas y juntas con distintas direcciones tanto en rumbo como en buzamiento.

Como rasgos saltantes se tiene los pliegues, anticlinales y Sinclinales con rumbos de sus ejes N-S. este debido al plegamiento Andino.

Fallamientos. - Las rocas de la zona en estudio están perturbadas por fallas tanto de tipo Inverso y Normal y su buzamiento es generalmente al SW. Las fallas de tipo normal tienen rumbo variable de N 30° a 40° E Afectando tanto a los pliegues como a

las fallas indicando que las fallas normales son más jóvenes que las inversas. Fallas longitudinales y Fallas Normales, entre ellos está la Falla Huayo sobre la formación Santa y Carhuas y dentro de las transversales fallas entre Chugur el pueblo de Lucma.

1.2.4 Geología Económica

Origen y tipo de yacimiento.

En esta parte se hace un análisis de la zona mineralizada y sus potencialidades, por ser de mayor importancia nos abocaremos de las vetas denominada Miriam que están en contacto con mantos de calizas, en el primer manto su potencia es de 1.5 metros. De características similares se presentan 2 estructuras mineralizadas que por el momento no son accesibles por lo escarpado del terreno; en estas estructuras se han encontrado zonas de marmorización, granatizacción por lo que consideramos que nuestras exploraciones tienen que estar orientadas a la búsqueda de los cuerpos tipo Skarn realizando estocadas y cortadas a partir de la galería.

Mineralización

Está asociada genéticamente a la presencia del Batolito de la Costa que ha generado un yacimiento de ***vetas, mantos y zonas de reemplazamiento y Skarn*** con las variedades de minerales observados macroscópicamente, que se clasifican de la siguiente manera:

Minerales de Mena:

Calcopirita, Bornita, Covelina, Calcosina, Malaquita, Tenorita, Esfalerita y Marmatita.

Minerales de Ganga:

Cuarzo, Calcita, Pirita, magnetita, etc.

De manera que estos minerales, son encontrados en forma de bandeadas y masivamente en algunas zonas de reemplazamiento dependiendo del tipo de roca que lo contenga es mejor la mineralización en calizas que en intrusivos pues es más reactiva químicamente y se reemplazan mejor los sulfuros, por lo que los controles son litológicos y estructurales principalmente.

Alteraciones.

La alteración más importante es la silicificación y argilitación, también la marmolización y la granatización secuencia de la zona de alteración para la mineralización de sulfuros en Skarn, también es frecuente encontrar cercano a los contactos con los intrusivos una moderada Solidificación.

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN

2.1.Marco teórico.

2.1.1.Antecedentes de investigación.

2.1.1.1. Antecedentes internacionales.

- Según Rodríguez Sastre, Azucena (2003). En su tesis doctoral titulada "CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DE MATERIALES PIZARROSOS DEL SINCLINAL DE TRUCHAS (LEÓN-ORENSE), señala que el comportamiento geomecánico de las pizarras, a partir de las medidas in situ, está definido por una resistencia "muy alta" obtenida a partir del índice de rebote del martillo Schmith, no observando variaciones con respecto al ángulo de la anisotropía.

  En el laboratorio, los índices de esta resistencia, para una disposición de la foliación paralela al eje de carga, es "muy alta" para la roca sana, por lo que cabe esperar una buena respuesta geotécnica de la roca ante estos esfuerzos, tal en comportamiento, para cada uno de los ensayos de caracterización en roca sana, varía en función del ángulo de la anisotropía con los esfuerzos aplicados.

2.1.1.2. Antecedentes nacionales.

- Según **BERROCAL MALLQUI (2014)**, en su trabajo de investigación titulada "MEDICION DE TENSIONES IN SITU EN EL MACIZO ROCOSO" expuesta en jueves minero; Sustenta que se puede medir las tensiones IN SITU; mediante el cálculo de la incógnita "k" que es el parámetro relacionado a la tensión horizontal con la vertical y los componentes de las tensiones, de forma que los cálculos se realizan mediante el Método de la prensa mecánica y el Método de la Detonación de Taladros

(MDT). Los resultados que obtiene son magníficos, porque llega a calcular la dirección de los esfuerzos principales mayores y el valor de parámetro "k", de este modo llega a la conclusión de los parámetros obtenidos se pueden aplicar tanto para el diseño del arranque, diseño de forma geometriaca de la labor, diseño del sostenimiento.

- Según **CONDORI, A., (2010),** en su tesis titulado "EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE SAN ANDRÉS DE LA MINA LA RINCONADA"; UNA - PUNO, en cuya conclusión indica: El comportamiento de los parámetros geomecánicos, está directamente relacionado a los planos de fractura miento; que constituye los principales sistemas de discontinuidades dominantes están caracterizados por dos familias y una aleatoria, que en la mayoría de los casos se encuentran paralelo a los planos estratificados.
- Según la investigación realizada por un grupo de investigadores de **GEOCONTROL S.A. (2014),** en la investigación titulada "Actualización y mejora del RMR_{14}", hacen una modificación en los criterios de calificación de respectivo RMR, sustituyendo la valoración del RQD y del espaciado de las discontinuidades por la valoración del número de juntas por metro en el frente de la excavación y ampliando los criterios de valoración de las características de las discontinuidades, Con estas modificaciones se elimina la dificultad de determinar el RQD en los frentes de excavación y se mejora la valoración del estado de las juntas en el terreno.

2.1.2. Definición de términos.

- **Burden (Piedra):** Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.
- **Discontinuidades.**

  Las superficies o planos de discontinuidad de los macizos rocosos condicionan de una forma definitiva sus propiedades y comportamiento resistente, deformaciones, e hidráulico.
- **Espaciamiento:** Es la distancia entre los taladros, perpendicular al burden normalmente fluctúa entre 1 y 1.8 por la distancia del burden,
- **Frente:** Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura.

- **Geomecánica:** Determina las propiedades de los materiales (suelo y roca) presentes, basándose en investigaciones de campo, recopilación de información y ensayos de laboratorio.
- **Macizo rocoso:** El macizo rocoso está compuesto por roca intacta y estructuras geológicas. La respuesta de la roca intacta bajo condiciones de esfuerzos especialmente si se trata de roca masiva y rígida de alta resistencia sujeta a altos esfuerzos (in situ o inducidos) puede conducir a condiciones de estallido de roca.
- **Malla de perforación:** Plan de colocación geométrica de los taladros, para ser perforados en una voladura, donde se distribuyen básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladro.
- **Minería subterránea:** Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.
- **Modelos geomecanicos:** Es la base fundamental dentro del proceso de diseño de labores subterráneas (alternativas de métodos de minado, requerimientos de sostenimiento, dimensionamiento de excavaciones, etc.).
- **Optimización:** Es buscar mejores resultados, más eficacia o mayor eficiencia en el desempeño de alguna tarea.
- **Eficacia:** Es la capacidad de alcanzar un objetivo sin importar si se les ha, dado el mejor uso a los recursos, hace referencia a la capacidad para lograr lo que se propone.
- **Eficiencia:** Hace referencia a la mejor utilización de los recursos, se da cuando se utilizan menos recursos para lograr un mismo objetivo o cuando se logran más objetivos con los mismos o menos recursos.
- **Perforación:** Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos llamados taladros, destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.
- **Parámetros:** Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.
- **Roca intacta:** Es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio.
- **Voladura:** Es la fragmentación de la roca u otros materiales de los sólidos mediante explosivos confinados en taladros.

2.1.3. Fundamentación teórica.

2.1.3.1. Mecánica de rocas.

"***La mecánica de rocas*** *se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamiento mecánico de los materiales rocosos, y de su respuesta ante la acción de fuerzas aplicadas en su entorno físico"* (González de Vallejo, 2002).

De forma que los ensayos de laboratorio son los que permiten determinar las propiedades ***físicas y mecánicas de la matriz rocosa*** que definen su comportamiento mecánico, del mismo modo que los ensayos in situ miden las ***propiedades de los macizos rocosos*** en su estado y condiciones naturales y a escalas representativas.

1. **Propiedades físicas de la matriz rocosa.**

1.1. **Densidad;** Es la relación entre la masa de una muestra de roca matriz en su estado natural, ósea, con un cierto contenido de humedad.

Las rocas más densas siempre requieren una mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación optima dando origen como una buen desplazamiento y esponjamiento de material volado.

1.2. **Porosidad;** Es la relación entre el volumen de los poros (espacios vacíos) en la roca entre el volumen total.

Esta propiedad es la que más afecta a las características resistentes y mecánicas siendo inversamente proporcional a la resistencia y a la densidad y directamente proporcional a la deformabilidad ya que la presencia de huecos puede dar a lugar a zonas de debilidad.

1.3. **Esponjamiento;** El esponjamiento del material fragmentado se establece como el aumento de su volumen a consecuencia de la extracción como el caso de la voladura, comparado con el volumen in-situ del macizo rocoso (antes de la extracción).

1.4. **Humedad;** Es la relación expresada en porcentaje, entre la masa de agua contenida en la muestra y la masa de la muestra seca.

2. **Propiedades mecánicas de las rocas.**

2.1. **Resistencia a compresión simple o resistencia uniaxial.**

Es la fuerza requerida para romper una muestra sometida a una carga sin que la roca esté sostenida por los demás lados. Donde este tipo de resistencia se puede obtener a partir de los ensayos de campo, como ensayo de carga puntual, asi como martillo de Schmidt.

2.2. **Resistencia a tracción.**

Es el máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por tracción. Se obtiene aplicando fuerzas traccionales a una probeta cilindrica de roca en un ensayo de laboratorio denominado el método de Brasil o también denominada Ensayo de Tracción Indirecta.La carga es aplicada hasta que la muestra de roca llegue a su rotura; por lo cual la probeta rocosa suele romperse en la mayoría de los casos separándose en dos fracciones según el eje de carga diametral.

Ducan en 1999 señala que el valor de σ_t, de la matriz rocosa suele variar entre el 5 y el 10 % de valor de su resistencia a compresión simple, aunque para algunas rocas sedimentarias es del 14 al 16 %.

2.3. **Módulo de Young o de elasticidad (E).**

Es la relación lineal elástica entre esfuerzos aplicados y la deformación producida en la dirección del esfuerzo aplicado en una matriz rocosa.

2.4. **Coeficiente de Poisson.**

Es la relación entre la deformación transversal y axial.

2.5. **Angulo fricción interna.**

Es la resistencia interior de la roca para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete a la roca a una deformación por esfuerzos sometidos. De forma se puede decir que es la resistencia al deslizamiento causado por la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas y de su densidad.

El ángulo de fricción interna se calcula a través del criterio de ruptura de Mohr Coulomb en un ensayo triaxial.

2.1.3.2. Modelos geomecánicos.

La geomecánica es una de las disciplinas, que está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos.

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue presentado por el Profesor Bieniawski en el año 1973, y posteriormente actualizado en 1989 por este mismo autor, de mismo modo la última versión más actualizada para nuestros tiempos fue desarrollado en el año 2014, por GEOCONTROL S.A. Este tipo de sistema de clasificación Geomecánica (RMR) en la actualidad es más utilizado a nivel nacional y mundial, como se mencionó anteriormente este sistema de clasificación en toda su trayectoria de los años ha sido modificado por vario otros autores y por supuesto por el mismo profesor Bieniawski,

dando origen a las nuevas aplicaciones como RMRM (Mining Rock Mass Rating) en labores mineras subterráneas, RMR para túneles y SMR para taludes.

1. **Definición propia de modelo geomecánico.**

En este tipo de modelo se presentan las propiedades mecánicas de las rocas y de los macizos rocosos, así como las propiedades mecánicas de las discontinuidades así mismo incluyendo también los ensayos para determinar las mencionadas propiedades y las tensiones existentes en el macizo rocoso. (Instituto Geológico y Minero De España, 1989).

2. **Caracterización del macizo rocoso.**

En conveniente hacer la diferencia entre la matriz rocosa, discontinuidades y macizo rocoso.

En primer lugar, ***la matriz rocosa*** es el material rocoso que carece de las ***discontinuidades*** que es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso, por último, el ***macizo rocoso*** es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades de manera que los macizos rocosos son medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos.

La caracterización del macizo rocoso se desarrolla mediante el estudio detallado de los datos recopilados tanto en el laboratorio (ensayos que determinan las propiedades físicas y mecánicas); así como en los ensayos de campo o in situ (como el levantamiento del mapeo geomecánico y prueba de detonación de taladro) para la estimación del comportamiento del macizo.

3. **Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.**

La clasificación de los macizos rocosos con fines geomecánicos, es la obtención de diversos parámetros para su empleo en diseño y proyectos de la ingeniería.

Las clasificaciones más útiles en mecánica de rocas son las denominadas clasificaciones geomecánicas, las más conocidas y utilizadas son la “RMR” de Bieniawski, la “Q de Barton” y “GSI”. De manera que establecen diferentes grados de calidad del macizo en función de las propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades, que proporcionan los valores estimativos de sus propiedades resistentes globales.

4. **El Sistema RMR (Rock Mass Rating).**

La clasificación RMR fue propuesta por Bieniawski en1973, con actualizaciones en 1979 y 1989 por el mismo autor. Así mismo la versión más actualizada del sistema de clasificación es el RMR_{14}, que fue desarrollado en varios años de investigación dando así

su publicación en junio del 2014 por una empresa consultora que es especialista en obras subterráneas GEOCONTROL S.A., que fue titulada como "***Actualización y mejora de RMR***" en el cual se ha trato de mejorar el índice RMR, los criterios que han tomado en cuenta para la mejora son; en la modificación de los criterios de valoración y en la incorporación del efecto de la alterabilidad de la matriz rocosa por el agua, de forma que los demás de la estructuración se mantiene.

Este trabajo de investigación se desarrolló entre los años 2012 y 2014, trabajando con una base de datos de 2 298 frentes en túneles en los que se había calculado el RMR_{89} (Celada, 2014).

El RMR_{14} actualizado**,** se calcula primero con RMR_b (RMR básico) luego se corrige con tres parámetros. Empezando por orientación del eje de la labor subterránea y dos nuevos factores que son por excavación mediante tuneladoras e influencia de la plastificación del frente.

A continuación, se detallan las estructuraciones del sistema de clasificación geomecánico RMR a base algunas actualizaciones anteriormente mencionadas.

4.1.**Estructuración de la clasificación geomecánica RMR.**

Se fundamenta en netamente en 2 etapas de cálculo, el primero es la determinación del RMR_b y el segundo es el $RMR_{coregido.}$

Esta clasificación de RMR_b tiene en cuenta los siguientes parámetros geomecánicos:

- **Resistencia a compresión uniaxial.**

Se determinadas mediante diferentes formas de ensayo que son los siguientes:

Mediante ensayo de campo; que se realiza mediante el uso de **Martillo de Schmidt**, que mide el **índice de rebote** con respecto al ángulo de impacto,

Mediante el uso del martillo del geólogo que mide el **índice de la calidad** a través de golpes de impacto.

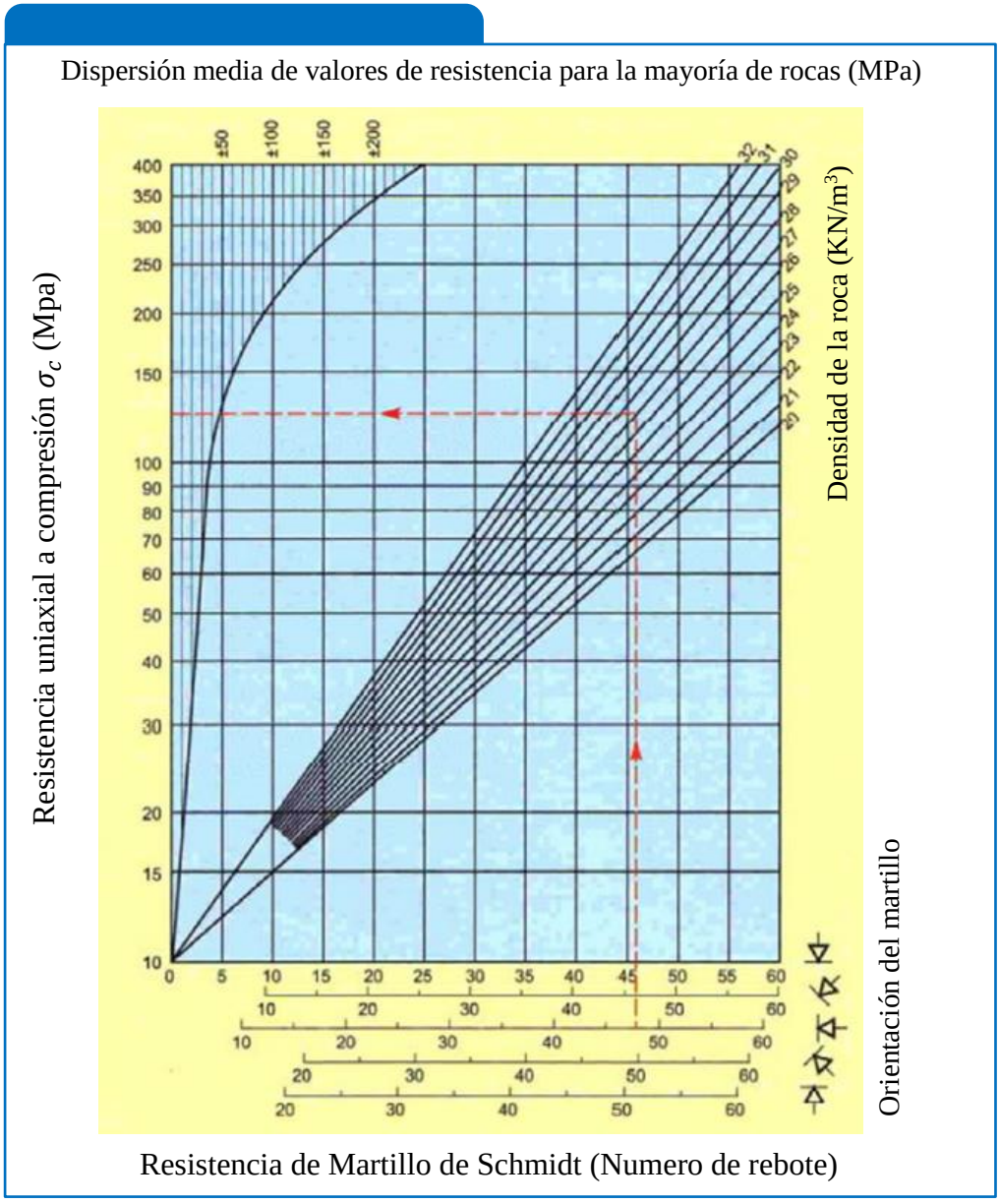
Mediante ensayos de laboratorio; Se realiza con **ensayos triaxiales** o **ensayos de carga puntual**.

Ensayo con Esclerómetro o Martillo Schmidt.

Este ensayo permite estimar de forma aproximada la resistencia a compresión simple mediante una correlación, siendo aplicable tanto en la matriz rocosa o en las discontinuidades.

Los valores de rebote obtenidos se correlacionan mediante un ábaco con la resistencia a compresión simple, en función de la densidad de la roca y de la inclinación del martillo y del plano ensayado.

Figura N° 2: *Estimación de la resistencia a la compresión a partir esclerómetro.*



Fuente: *Gonzales de Vallejo, (2004).*

❖ **Número de juntas por metro.**

Este parámetro de valoración ha sustituido a la valoración del RQD y del espaciamiento de las discontinuidades. A continuación, se harán referencia al cálculo de la calidad de la roca (RQD) de tres formas.

Calidad del macizo rocoso a partir de los testigos de sondeo, que fue propuesto por Deere en 1967.

Calidad del macizo rocoso a partir de unidad de volumen, que fue propuesto por Palmström en el año 2005.

Calidad del macizo rocoso a partir del índice de fracturas por metro lineal, que fue propuesto por Priest y Hudson en 1981.

Comprende el cálculo mediante la función del número de fisuras, por metro lineal, que se establece mediante a siguiente expresión:

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

Donde:

$$\lambda = \frac{\#\ de\ discont.}{Long.lineal\ (ml)}$$

De acuerdo en rangos de valoración de RQD, el macizo rocoso es caracterizado según su calidad de acuerdo al siguiente cuadro:

Cuadro N° 2: *Calidad de la roca en función de RQD.*

RQD (%)	Calidad de roca
90 – 100	Muy buena
75 – 90	Buena
50 – 75	Mediana
25 – 50	Mala
0 – 25	Muy mala

Fuente: *Deere (1967).*

❖ **Efecto del agua.**

El efecto de agua se hace la evaluación de acuerdo a los criterios clásicos del estado general, que se presentan en la siguiente tabla.

Tabla N° 1: *Caracterización de la presencia de agua en el frente de excavación.*

Agua freática	**Caudal por 10m de excavacion (lt/min)**	0	0 – 10	10 – 25	25 – 125	> 125
	Presion de agua/esfuerzo principal mayor	0.0	0.0 – 0.1	0.1 – 0.2	0.2– 0.5	> 0.5
	Estado de general.	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo

Fuente: *Bieniawski (1989).*

❖ **Resistencia de las discontinuidades.**

Las discontinuidades condicionan de una y otra forma las propiedades y comportamientos resistente del macizo rocoso. De la forma que se tienen en cuenta estos criterios para valorar la resistencia de las discontinuidades.

Los criterios para analizar la resistencia de las discontinuidades son:

✓ **Continuidad o persistencia.**

La continuidad o persistencia de un plano de discontinuidad es la extensión superficial, que es medida por la longitud según la dirección del plano y buzamiento de la misma. De forma que se puede decir que cuanto mayor sea la persistencia entonces el macizo rocoso será más débil. A continuación, se mencionan la descripción clarificativa de la persistencia.

Cuadro N° 3: *Descripción de la persistencia.*

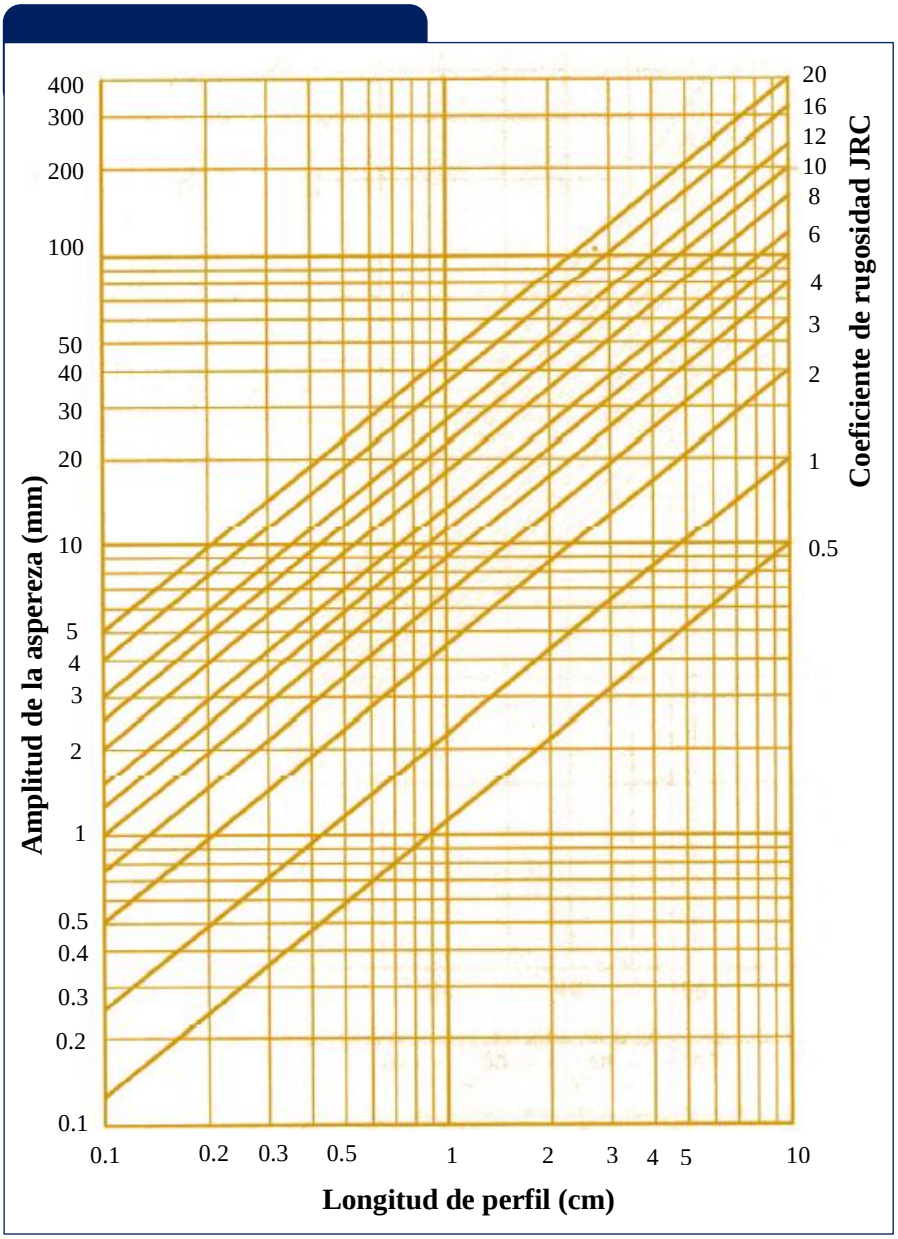
Clase	Descripción	Longitud (m)
I	Muy baja continuidad	< 1
II	Baja continuidad	1 – 3
III	Continuidad media	3 – 10
IV	Alta continuidad	> 10

Fuente: *ISRM (1981).*

✓ **Rugosidad.**

Según Gonzales de Vallejo, Este término hace referencia a la ondulación de la superficie, y a las pequeñas irregularidades, por lo que se requiere dos escalas de observación.

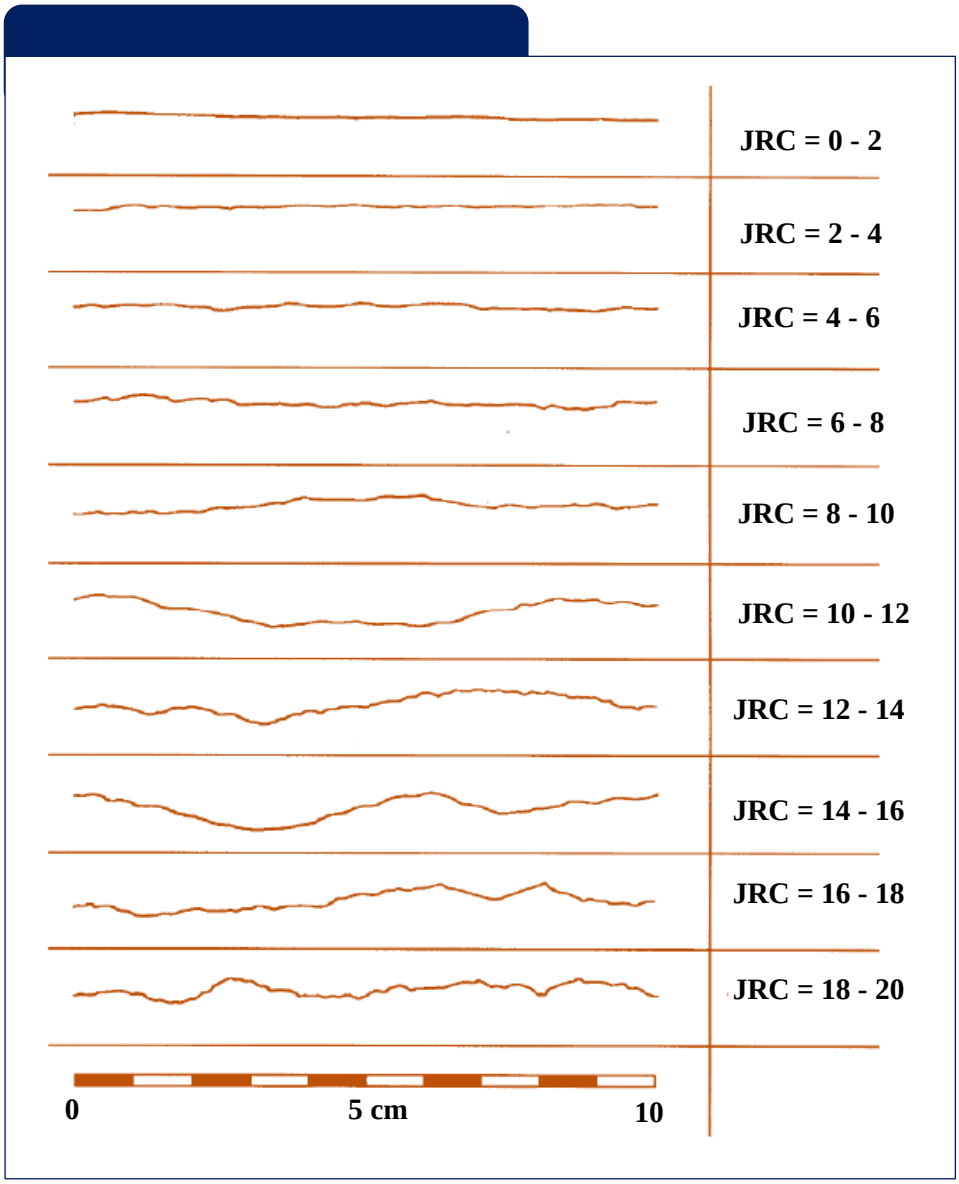
Figura N° 3: *Abaco que permite determinar el valor de JRC.*



Fuente: *Gonzales de Vallejo, (2004).*

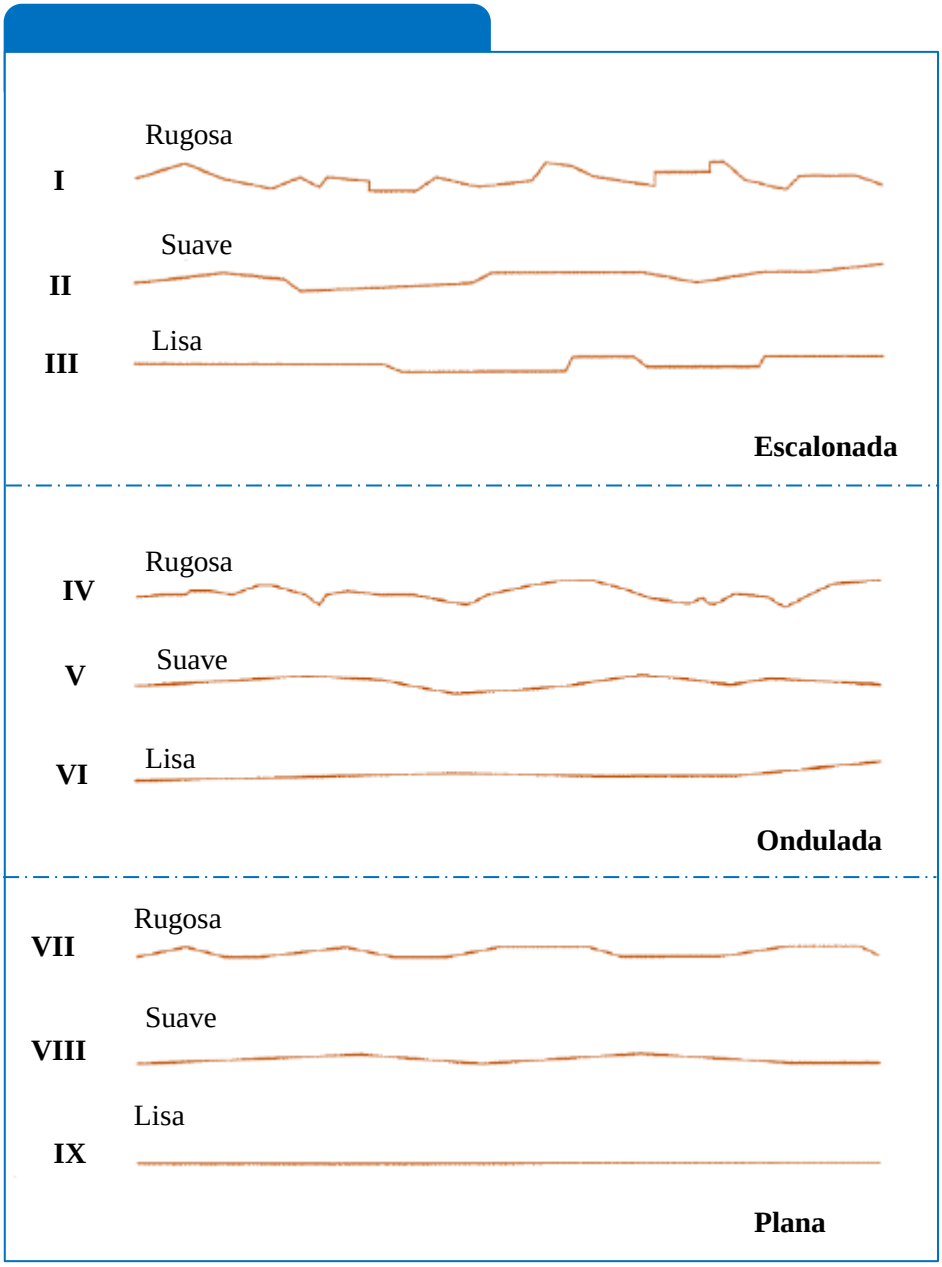
Perfiles lineales de rugosidad; Para realizar este tipo de método, se apoya una regla sobre las rugosidades más salientes y se registra, a intervalos regulares, de manera que la distancia entre la regla y la superficie de la discontinuidad (considerando ésta como la dirección media del plano), obteniéndose así un registro detallado de valores x-y a partir de los cuales se pueden obtener los ángulos de rugosidad u ondulación. El instrumento de medición que se utiliza en este caso es el peine de Barton.

Figura N° 4: *Perfiles estándar de rugosidad y los valores de JRC.*



Fuente: *Gonzales de Vallejo, (2004).*

Figura N° 5: *Perfiles estándar de rugosidad.*



Fuente: *Gonzales de Vallejo, (2004).*

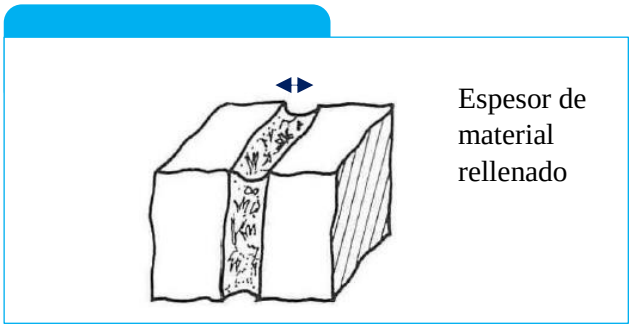
El m*étodo más sencillo y rápido es la comparación visual de la discontinuidad con los "perfiles estándar" y "perfiles lineales" de rugosidad que permiten realizar medidas cuantitativas de la ondulación y la rugosidad.*

✓ **Relleno.**

El relleno es la presencia de un material que está entre las paredes de una discontinuidad. Dicho material puede ser de naturaleza como, la calcita, clorita, arcilla, limo, etc. Gonzales de Vallejo define que existe gran variedad de materiales de relleno con propiedades físicas y mecánicas muy variables. Debe tenerse en cuenta que, si se trata de materiales blandos o alterados, éstos pueden sufrir variaciones

importantes en sus propiedades resistentes a corto plazo si cambia su contenido en humedad. Para la caracterización de RMR, se utilizará estos tipos de rellenos que son blando o duro y su espesor.

Figura N° 6: *Relleno de discontinuidades.*



Fuente: *Brown, (1981).*

✓ **Meteorización de los labios de las discontinuidades.**

La meteorización o alteración de los labios de las discontinuidades se refiere a la modificación sufrida de la rugosidad generalmente por los efectos físicos y químicos.

De manera que se puede decir que según avanza el proceso de meteorización aumentan la porosidad, permeabilidad y deformabilidad de la rugosidad lo cual indica que disminuye su resistencia. Según Gonzales de Vallejo en cuanto al grado de meteorización o alteración del material rocoso en los labios de las discontinuidades, se puede realizar de forma sistemática a partir de las descripciones en el cuadro de meteorización.

❖ **Alterabilidad de la matriz rocosa por efecto del agua.**

Se define como la resistencia que presenta la matriz rocosa ante los procesos de alteración y desintegración por la presencia de agua. Esta propiedad mide la tendencia a la rotura de los componentes o de la estructura de la roca por medio de índice de alterabilidad.

La alterabilidad puede estar afectado por procesos de hidratación, disolución y oxidación, de manera que dicha propiedad aumenta con la densidad y reduce con el contenido de agua.

La alterabilidad de la matriz rocosa se puede determinar mediante el ensayo de Slake Durability Test; definido en la norma ASTMD 4644-87, que permite obtener el índice de alterabilidad.

Cuadro N° 4: *Grado de meteorización de los labios de una discontinuidad.*

Termino	Descripción
Fresca	No se observan signos de alteración en los labios de las discontinuidades
Poco alterado Y moderadamente alterada.	Que incluye desde ligeramente y moderadamente alterada; su reconocimiento se basa en los siguientes aspectos: Las discontinuidades están manchadas o descoloridas y pueden contener un relleno fino de material alterado. La decoloración puede extenderse a la roca desde la superficie de la discontinuidad a una distancia de hasta un 20% del espaciado de la discontinuidad y leve decoloración que se extiende desde los planos de discontinuidad hasta más del 20% del espaciado de la discontinuidad. Las discontinuidades pueden contener relleno de material alterado. Se puede apreciar una apertura parcial de los bordes de grano.
Muy alterado	La decoloración se extiende por toda la roca y el material rocoso es parcialmente friable – desmenuzable. La textura original de la roca se ha preservado fundamentalmente, pero hay separación entre los granos.
Descompuesto	La roca se ha decolorado completamente y de ha descompuesto en un suelo disgregable. La apariencia externa es la de un suelo.

Fuente: *Elaboración propia basado en Bieniawski, (2018).*

Cuadro N° 5: *Alterabilidad de la matriz rocosa.*

Alterabilidad I_{d2} (%)					
> 98	**95 - 98**	**85 - 95**	**60 - 85**	**30 - 60**	**< 30**
Muy alta	**Alta**	**Media Alta**	**Media**	**Baja**	**Muy baja**

Fuente: *Gonzales de Vallejo, (2004).*

4.2.**Parámetros de corrección.**

La corrección de RMR_b según Celada (2014) para obtener RMR_{14} corregido se calcula mediante la siguiente expresión:

$$RMR_{14} = (RMR_b + F_o) \times F_e \times F_s$$

Donde:

RMR_b : RMR básico del macizo rocoso, sin variar por os parámetros de corrección.

F_o : Factor que considera la orientación del eje de las labores subterráneas con respecto a la familia de discontinuidades más importantes.

F_e : Factor que considera el mejor comportamiento del terreno cuando se excava con tuneladoras.

F_s : Factor que considera el efecto de la plastificación del terreno en el frente del túnel.

Los parámetros de corrección RMR_{14} tiene en cuenta los siguientes aspectos según GEOCONTROL S.A.

Orientación del eje del túnel (denomina F_o).

Se realiza a base de la orientación del eje de labor que se está excavación respecto a las discontinuidades mayores presentes en el macizo rocoso que se está mapeando.

Influencia de la plastificación del frente.

Es el estado de fracturación en frente de trabajo, de manera que se aprecie la combinación de la fracturación natural del terreno y la inducida por efecto de la plastificación del frente.

Por el cual se establece un nuevo factor (F_s) con el que se corrija el efecto minorante de la plastificación del frente. Para calcular F_s se utiliza el Índice de Comportamiento Elástico (ICE); propuesto por Bieniawski y Celada (2011), que está definido por las ecuaciones:

$$Para\ K_O \leq 1;\ ICE = \frac{3704 \times \sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR-100}{24}}}{(3 - K_O) \times H} \times f$$

$$Para\ K_O \geq 1;\ ICE = \frac{3704 \times \sigma_{ci} \times e^{\frac{RMR-100}{24}}}{(3K_O - 1) \times H} \times f$$

Donde:

σ_{ci} : Resistencia a compresión uniaxial de la matriz rocosa (MPa).

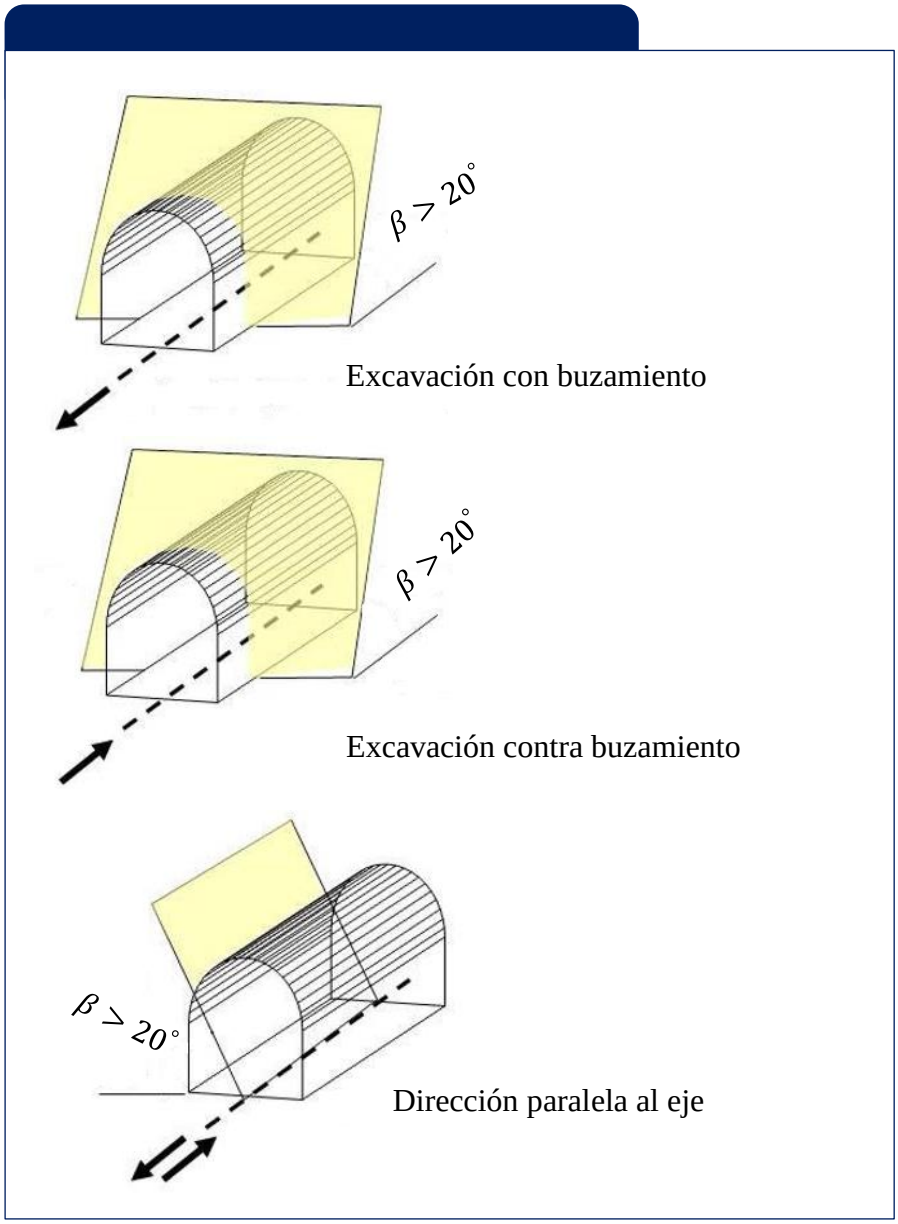
K_O : Coeficiente de reparto de las tensiones naturales.

H : Profundidad a la que se encuentra el frente del túnel (m).

f: Factor de forma de la labor subterránea, definido en las tablas.

Es de forma primordial calcular el valor de ICE porque permite predecir el comportamiento tenso-deformacional de los frentes en labores subterráneas, clasificándolos en las cinco categorías que muestran en la figura N° 9:

Figura N° 7: *Orientación de la excavación en relación a las discontinuidades.*



Fuente: *Gonzales de Vallejo, (2004).*

Cuadro N° 6: *Orientación de la excavación en relación a las discontinuidades.*

Perpendicular				Paralela		Inclinación de las discontinuidades
Avance a favor de la inclinación		Avance en contra de la inclinación		Inclinación		
45º – 90º	20º – 45º	45º – 90º	20º – 45º	45º – 90º	20º – 45º	< 20º

Fuente: Gonzales de Vallejo, (2004).

Para el caso de este trabajo de investigación el criterio de evaluación de RMR_{18} se muestra en los anexos de tablas geomecánicas.

Para tener referencia, la relación entre las clasificaciones de RMR, GSI y Q a continuación se explican de manera genérica los parámetros de ellos.

4.3. Índice Q de Barton (Rock Mass Quality).

Esta clasificación Geomecánica fue desarrollado por Barton en 1974, que se basa en el índice de calidad "Q" que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, de manera que dicho índice viene dado por la siguiente expresión:

Donde:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

RQD : Índice de calidad de la roca.

Jn : Índice de diaclasado que tiene en cuenta el número de Familias.

Jr : Índice de rugosidad de las juntas.

Ja : Índice de alteración de las juntas.

Jw : Factor, factor de reducción por presencia de agua en las Juntas.

SRF : Factor de reducción por esfuerzos.

4.4. Índice de resistencia geológica GSI (Geological Strength Index).

El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo, propuesto por Hoek et al, desarrollado en el año 1995, cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características físicomecánicas de un macizo rocoso: la macroestructura y la condición de las superficies de las discontinuidades, (grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades).

4.5. Correlación de los índices de macizo rocoso.

Correlaciones entre las clasificaciones RMR y "Q" de Barton.

Según Bieniawski (1976).

$$RMR = 9 \times ln(Q) + 44$$

Según Rutledge (1978).

$$RMR = 13.5 \times ln(Q) + 43$$

Según Moreno Tallon (1981).

$$RMR = 12.5 \times ln(Q) + 55.2$$

Según Abad y Col. (1983).

$$RMR = 10.53 \times ln(Q) + 41.83$$

Correlación entre GSI y RMR.

$$GSI = RMR_{76} \leftrightarrow RMR_{76} > 18$$
$$Si\ RMR_{76} < 18\ no\ se\ puede\ obtener\ el\ GSI$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 \leftrightarrow RMR_{89} > 23$$
$$Si\ RMR_{89} < 23\ no\ se\ puede\ obtener\ el\ GSI$$

Correlaciones entre GSI y Q.

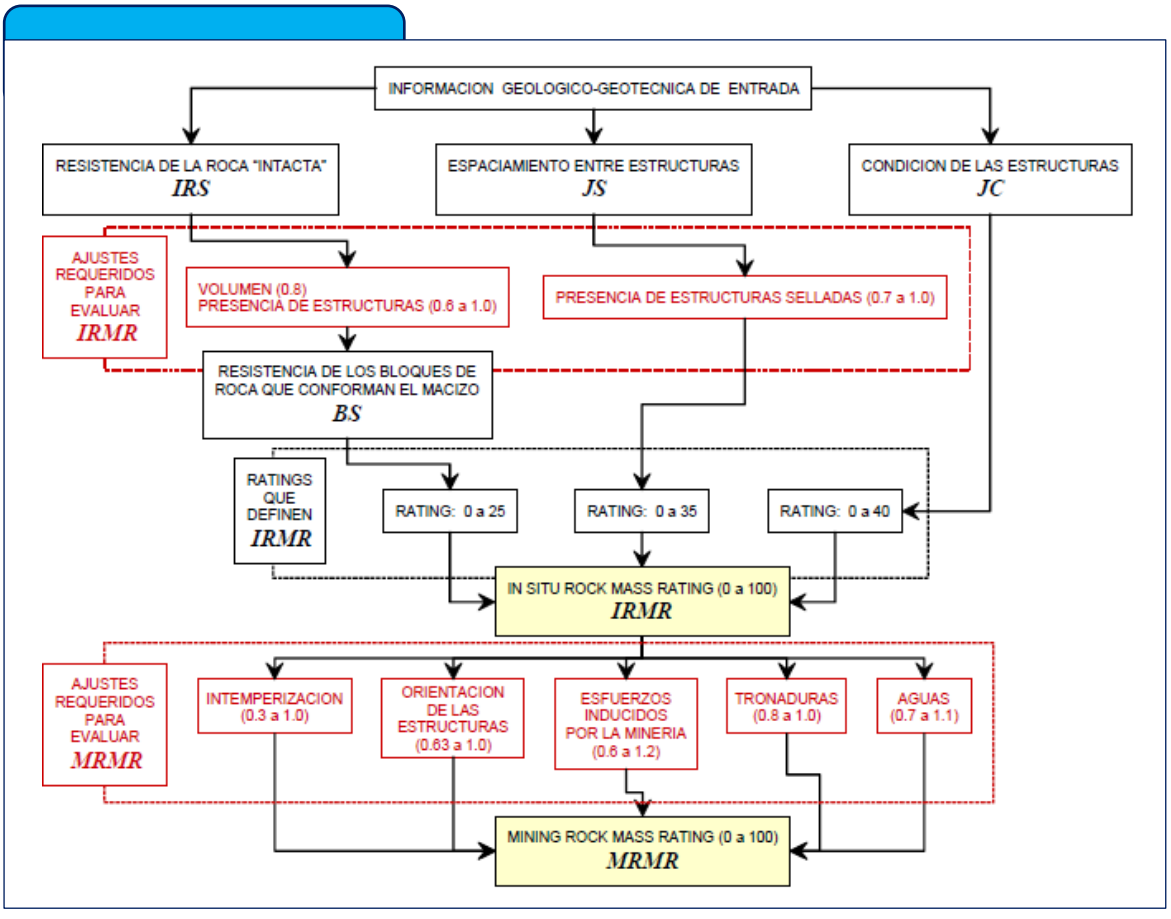
$$Q' = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja}$$
$$GSI = 9 \times ln(Q') + 44$$

4.6. Clasificación del macizo rocoso en minería MRMR (Mining Rock Mass Rating)

Este sistema de clasificación fue desarrollado netamente en las minerías subterráneas, teniendo los aportes inicios por Laubscher que desarrolla el sistema clasificación orientada a aplicaciones mineras del RMR de Bieniwaski.

Representación sistemática del sistema de clasificación se desarrolla en la siguiente figura.

Figura N° 8: *Diagrama de flujo de evaluación de los índices de IRMR y MRMR.*



Fuente: *Laubscher y Jakubec (2001)*

La calidad del macizo rocoso in-situ se calcula mediante un índice denominado IRMR, que luego es modificado para definir el índice de la calidad del macizo rocoso en minería llamado MRMR (Mining Rock Mass Tating), dado por la siguiente ecuación:

$$IRMR = P(BS) + P(JS) + P(JC)$$

Donde:

$\boldsymbol{P(x)}$: Es el parámetro que está en función de las siguientes variables.

$\boldsymbol{BS}$: Es la resistencia a compresión uniaxial del macizo rocoso

$\boldsymbol{JS}$: Es el espaciamiento de las discontinuidades presentes en el macizo.

$\boldsymbol{JC}$: Es la condición de las discontinuidades, definidas en términos de su rugosidad, alteración y relleno.

Parámetros de clasificación de MRMR.

- **Resistencia a compresión simple del macizo rocoso.**

  El puntaje asociado a la resistencia en compresión del macizo rocoso (BS) depende de la resistencia en compresión uniaxial de la roca intacta (IRS), y de la presencia de vetillas.

- **Espaciamiento de las discontinuidades.**

  El puntaje o rating asociado al espaciamiento entre estructuras, JS, depende del número de sets estructurales, de la frecuencia de fracturas o estructuras abiertas, y de la presencia de vetillas con rellenos más débiles que la roca.

- **Condición de las discontinuidades.**

El puntaje asociado a la condición de las estructuras JC, depende de la rugosidad a escala intermedia y menor, la alteración de la roca de caja, y los tipos y características de los materiales de relleno.

Determinación de IRMR.

Una vez determinados los puntajes asociados a la resistencia del macizo rocos (BS), espaciamiento entre discontinuidades (JS), y a la condición de las discontinuidades (JC), es posible obtener el puntaje asociado a las estructuras presentes en el macizo rocoso como la suma los tres parámetros. De manera que la suma resultante de los parámetros mencionados define el valor del índice IRMR.

Factores de ajustes.

Una vez determinado el índice IRMR es preciso calcular los ajustes que correspondan a la aplicación que se requiera hacer para definir el valor del índice MRMR. Debe enfatizarse que los ajustes, tanto en su magnitud como en su tipo, dependerán de cada

aplicación en particular, y para distintas aplicaciones serán distintos. Los ajustes se calculan de la siguiente forma:

(i) Ajuste por intemperización:

La intemperización afecta la condición de las estructuras y la resistencia de los bloques de roca. La aplicabilidad de este ajuste depende de si el macizo expuesto alcanzará a intemperizarse en el tiempo de exposición.

(ii) Ajuste por orientación de las estructuras.

El efecto de la orientación de las estructuras depende del número de sets estructurales, de la orientación de estos, y de la condición de las estructuras.

(iii) Ajuste por esfuerzos inducidos por las excavaciones.

Esfuerzos de magnitud importante en la dirección normal al plano de las estructuras incrementarán la resistencia del macizo rocoso será igual a 1.20. Por otra parte, cuando estos esfuerzos actúan con un ángulo pequeño respecto al plano de las estructuras, los mismos facilitan el quiebre del macizo rocoso. En este caso, el factor de ajuste será igual a 0.70.

El factor de ajuste por efecto de los esfuerzos inducidos por la minería puede llegar a ser tan bajo como 0.60, o tan alto como 1.20. Su evaluación requiere experiencia y mucho criterio. Probablemente la mejor forma de evaluarlo sea por comparación de la condición del macizo rocoso en sectores "normales" y en sectores donde se tienen concentraciones de esfuerzos. Así, si en la condición "normal" el rating del macizo rocoso es de 60, y en la condición de altos esfuerzos es de 40, entonces el factor de ajuste es igual a la razón entre 40 y 60, o sea 0.67.

(iv) Ajuste por tipo de voladuras aplicadas.

Las tronaduras pueden inducir daños en el macizo rocoso, disminuyendo su resistencia. Para considerar este efecto, se utiliza el factor de ajuste A_{blast} el cual puede evaluarse como se indica en siguiente cuadro.

Cuadro N° 7: *Factores de ajuste por tipo de voladura.*

Tipo de Tronadura	Factor de Ajuste
Excavación Mecánica, Sin Tronadura	1.00
Tronaduras Controladas (smooth-wall blasting))	0.97
Tronaduras Convencionales de Buena Calidad	0.94
Tronaduras de Mala Calidad	0.80

Fuente: *Laubscher & Jakubec, (2001).*

(v) Ajuste por presencia de agua.

La presencia de aguas en las estructuras del macizo rocoso puede llegar a afectar en forma importante la resistencia del macizo. Para considerar este efecto se utiliza el factor de ajuste A_{water}, el cual puede evaluarse como se indica en siguiente tabla.

En este caso, se puede considerar un factor de ajuste en el rango de 1.00 a 1.20, pero el mismo debe aplicarse con criterio.

Cuadro N° 8: *Factores de ajuste por aguas.*

Condición	Factor de Ajuste
Macizo rocoso húmedo	0.95 a 0.90
Infiltraciones de 25 a 125 lt/min, con presiones de 1 a 5 MPa	0.90 a 0.80
Infiltraciones > 125 lt/min, con presiones > 5 MPa	0.70 a 0.80

Fuente: *Laubscher & Jakubec, (2001).*

Determinación final de MRMR

Calculados los factores de ajuste, evaluados independientemente para cada aplicación que se pretende hacer, el índice MRMR se calcula de la siguiente manera. Todo lo anterior permite calcular el valor de los índices IRMR y MRMR, lo que define la calidad de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

- Macizos de calidad Muy Mala
  (Clase 5, Color Pardo, 0 ≤ IRMR o MRMR ≤ 20)
- Macizos de calidad Mala
  (Clase 4, Color Rojo, 20 < IRMR o MRMR ≤ 40)
- Macizos de calidad Regular
  (Clase 3, Color Amarillo, 40 < IRMR o MRMR ≤ 60)
- Macizos de calidad Buena
  (Clase 2, Color Verde, 60 < IRMR o MRMR ≤ 80)
- Macizos de calidad Muy Buena
  (Clase 1, Color Azul, 80 < IRMR o MRMR ≤ 100).

5. **Esfuerzos existentes en el macizo rocoso.**

Las tensiones existentes y actuantes en una excavación subterránea pueden ser estado tensional inicial natural que corresponde a los procesos tectónicos y gravitacionales por último los esfuerzo inducidas generados por las excavaciones.

5.1. **Tensiones naturales (in situ).**

Son los esfuerzos iniciales que se dan por la presencia de tensiones gravitacionales y procesos tectónicos en un punto cualquiera de la corteza terrestre con un valor originado por el peso del material supra yacentes de manera que, en la mecánica de rocas, el peso específico se considera igual que la densidad.

$$\sigma_v = \gamma_r \times Z \; ; \; \sigma_v = \rho \times Z$$

La variación de la tensión vertical con la profundidad se estableció de acuerdo a la siguiente gráfica, Donde:

σ_v : Componente vertical del estado tensional.

ρ : Densidad media de los materiales suprayacentes.

Z : Profundidad respecto a la superficie.

Las tensiones horizontales que actúan en el interior de un macizo rocoso son mucho más difíciles de estimar, puesto que en general engloban la parte no gravitacional de las fuerzas que inducen el estado tensional y que responden a fenómenos geológico-tectónicos del macizo rocoso, con la correspondiente dificultad. (Ministerio de Industria, Energía y Turismo,2015)

La ecuación según Hoek y Brown está dado por:

$$\sigma_h = k \times \sigma_v \; ; \; \sigma_h = k \times \rho \times Z$$

Donde:

σ_h : Componente horizontal del estado tensional.

k : Coeficiente de reparto de tensiones-Coeficiente de empuje en reposo.

Hay diversas formas de calcular el valor coeficiente de reparto de tensiones, las más usadas son las siguientes:

Según Terzaghi y Richards, proponen determinar el valor de "k" según en función al coeficiente de Poisson (υ).

$$k = \left(\frac{\upsilon}{1-\upsilon}\right)$$

Según Sheorey en 1994 desarrolla un modelo de esfuerzos, que permite estimar el valor "k" del esfuerzo horizontal con respecto al esfuerzo vertical de la siguiente manera.

$$k = 0{,}25 + 7E_h \times (0{,}001 + 1/Z)$$

E_h : Es el módulo de elasticidad promedio en GPa de la roca de cobertura medido en la dirección horizontal.

Z : Es la profundidad con respecto a la superficie

Según los autores Hoek y Brown, muestra que los valores "k" están basado en la relación de esfuerzo en medio horizontal y vertical, contra la profundidad debajo de la superficie; de forma que estos valores se encuentran dentro de los limites definidos por:

$$\frac{100}{Z} + 0.3 < k < \frac{1500}{Z} + 0.5$$

Se expresa en la siguiente figura variación de la relación en función a la profundidad.

5.2. **Esfuerzos inducidos.**

Son las que se generan como consecuencia de la modificación del estado de esfuerzos naturales debido a un reajuste tensional alrededor de las excavaciones. Cuando se realiza una excavación subterránea en un macizo rocoso sometido a un estado tensional de partida, las tensiones originales se redistribuyen alrededor de la excavación. Las nuevas tensiones principales son perpendiculares entre sí, pero estarán giradas respecto a las direcciones de aplicación de las tensiones de partida (Ministerio de Industria, Energía y Turismo, 2015).

5.3. **Medición de tensiones INSITU.**

Para medir las tensiones IN SITU; la incógnita es el parámetro "k y los componentes de las tensiones (esfuerzos principales mayor y menor así mismo como dirección del esfuerzo principal), de manera que se determinan mediante el Método de la prensa mecánica y el Método de la Detonación de Taladros. (Berrocal, 2015).

❖ ***Método de la prensa hidráulica.***

El ingeniero Miguel Ángel Berrocal propone este tipo de método que se basa en ejercer una presión sobre un objeto cuadrado (metal o de madera), que constancia de un orificio circular, en el centro de dicho objeto, con un diámetro suficiente, que permita, maniobrar sucesivos cortes en diferentes direcciones, con algún objeto cortante como la sierra.

Método de detonación de un taladro.

Del mismo modo el ing. Berrocal, hace mención de que el método detonación de taladros consiste en hacer la detonación de un taladro cargado en frente ciego o análisis de los tacos quedados en un frente disparado. De forma que al hacer el análisis de las fisuras originadas tanto por la detonación o los tacos quedados, concluye que las fisuras producidas alrededor de un taladro detonado se evidencian diferentes longitudes con diferentes direcciones, de forma que, al unir los extremos de las fisuras, se forma una elipse.

6. **Resistencia del macizo rocoso.**

Un criterio de rotura es la relación existente entre las componentes del estado tensional inicial del estado plástico, es decir, el estado tensional cuando comienza la rotura del material. La resistencia de la matriz rocosa isótropa se puede evaluar mediante los criterios de rotura de Mohr-Coulomb que es un criterio lineal y de Hoek y Brown es un criterio no lineal, más adecuado al comportamiento mecánico real de las rocas. Los criterios de rotura se definen a base de dos formas de determinación que son los siguientes:

6.1. **Criterios de rotura de la matriz rocosa.**

La resistencia de la matriz rocosa isotrópica se puede evaluar mediante los criterios de rotura de Mohr – Coulomb y de Hoek Brown, siendo éste último la más adecuada un criterio no lineal.

Criterio de Mohr – Coulomb.

Según Gonzales de Vallejo, este criterio expresa la resistencia al corte a lo largo de un plano en un estado triaxial de tensiones, obteniéndose la relación entre los esfuerzos normal y tangencial actuantes en el momento de la rotura mediante la expresión matemática:

$$\tau = c + \sigma_n \times \text{tg}(\phi)$$

Donde:

$\tau \; y \; \sigma_n$: Son las tensiones tangenciales y normales sobre el plano de rotura.

$c \; y \; \phi$: Son la cohesión y ángulo de rozamiento de la matriz rocosa.

Criterio de falla de Hoek – Brown.

Fue propuesto por Hoek y Brown (1980) haciendo mención que trata netamente de un criterio empírico de rotura no lineal válido para evaluar la resistencia de la matriz rocosa isótropa en condiciones triaxiales.

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i \times \sigma_{ci} \times \sigma_3 + {\sigma_{ci}}^2}$$

Donde:

$\sigma_1 \; y \; \sigma_3$: Son los esfuerzos principales mayor y menor en rotura.

σ_{ci} : Es la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa que se obtiene en las pruebas de ensayo.

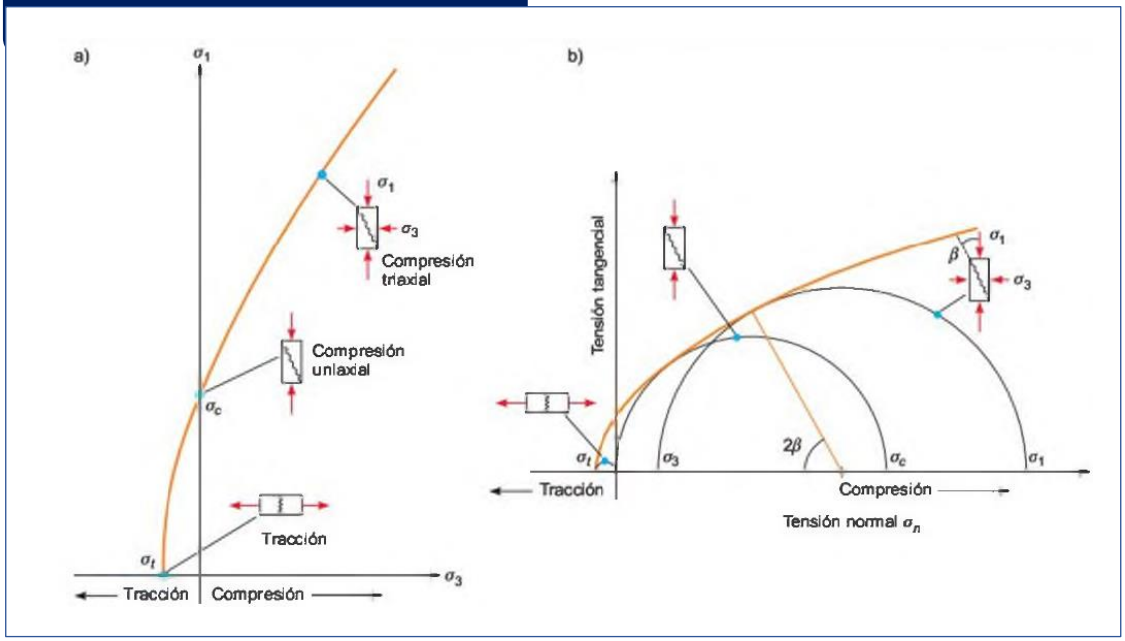
m_i : Es una constante que depende de las propiedades de la matriz rocosa, se obtiene mediante el Abaco.

Cuadro N° 9: *Valores de las constes m_i para la matriz rocosa.*

Tipo de roca y valor de la constante m_i				
Sedimentarias clásticas	Conglomerado	(22)	Lutita	4
	Arenisca	19	Grauvaca	(18)
	Limolita	9		
Sedimentarias no clásticas	Caliza margosa	7	Caliza micrítica	8
	Brecha caliza	(20)	Yeso	16
	Caliza esparítica	(10)	Anhidrita	13
Metamórficas	Mármol	9	Gneiss (*)	33
	Cuarcita	24	Esquisto (*)	4-8
	Migmatita	(30)	Filita (*)	(10)
	Anfibolita	25-31	Pizarra (*)	9
	Milonita	(6)		
Ígneas	Granito	33	Diorita	(28)
	Riolita	(16)	Andesita	19
	Granodiorita	(30)	Gabro	27
	Dacita	(17)	Basalto	(17)
Ígneas extrusivas piroclásticas	Aglomerado	(20)	Toba	(15)
	Brecha	(18)		

Fuente: *Gonzales de vallejo. (2004)*

Figura N° 9: *Envolventes de rotura del criterio de Hoek y Brown en función de los esfuerzos principales (a) y de los esfuerzos normal y tangencial (b). Representación de las diferentes condiciones de esfuerzo para rotura de la matriz rocosa.*



Fuente: Gonzales de vallejo. (2004)

6.2. **Criterios de rotura del macizo rocoso.**

Criterio de rotura para macizo rocosos isotrópicos de Hoek y Brown.

Es un criterio de rotura válido para macizos rocosos isótropos, y tiene en cuenta que la envoltura es de no linealidad con el nivel de tensiones.

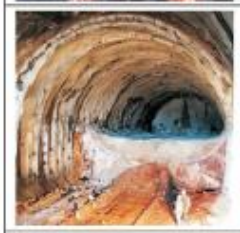
Los valores de m, s y α se obtiene mediante las expresiones; donde en 2002 se retomó el concepto de macizo rocoso perturbado/no perturbado de 1988 pero de un modo continúo caracterizado por un parámetro *D*. La figura N°6 siguiente muestra la definición de dicho parámetro.

Tabla N° 2: *Relaciones aproximadas entre la calidad de los macizos rocosos y los valores de las constantes m y s.*

Criterio de rotura empírico $\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_{ci}\sigma_3 + s\sigma_{ci}^2}$ σ_1 y σ_3: esfuerzos principales mayor y menor σ_{ci}: esfuerzo compresivo uniaxial de la matriz rocosa *m* y *s*: constantes empíricas del macizo rocoso	**Constantes del material:** *m* y *s*	**Rocas carbonatadas:** dolomías, calizas y mármol.	**Rocas arcillosas:** argilitas, limolitas, lutitas y pizarras.	**Rocas arenosas:** areniscas y cuarcitas	**Rocas ígneas cristalinas de grano fino:** andesitas, doleritas, diabasas y riolitas.	**Rocas cristalinas ígneas de grano grueso y metamórficas:** anfibolitas, gabros, gneises, granitos, noritas y cuarzodioritas.
Valores para el macizo rocoso alterado o afectado por voladuras *(disturbed)* *Valores para el macizo rocoso sin alterar (undisturbed)*						
Muestras de roca intacta Muestras de tamaño de probeta de laboratorio sin discontinuidades. RMR = 100 Q = 500	m s *m* *s*	7.0 1.0 *7,0* *1,0*	10.0 1.0 *10,0* *1.0*	15.0 1.0 *15,0* *1.0*	17.0 1.0 *17,0* *1.0*	25.0 1.0 *25,0* *1.0*
Macizo rocoso de muy buena calidad Bloque de roca sana. Juntas sin meteorizar y con espaciado de 1 a 3 m. RMR = 85 Q = 100	m s *m* *s*	2,40 0.082 *4,10* *0,189*	3,43 0.082 *5,85* *0,189*	5.14 0.082 *8,78* *0.189*	5.82 0.082 *9,95* *0,189*	8.56 0.082 *14.63* *0,189*
Macizo rocoso de calidad buena Bloques de roca sana o ligeramente meteorizada, con juntas espaciadas de 1 a 3 m. RMR = 65 Q = 10	m s *m* *s*	0.575 0,00293 *2,006* *0,0205*	0.821 0.00293 *2,865* *0,0205*	1.231 0,00293 *4,298* *0,0205*	1.395 0,00293 *4,871* *0,0205*	2.052 0.00293 *7.163* *0,0205*
Macizo rocoso de calidad media Varias familias de discontinuidades moderadamente meteorizadas con espaciados de 0,3 a 1 m. RMR = 44 Q = 1	m s *m* *s*	0.128 0,00009 *0,947* *0,00198*	0.183 0,00009 *1,353* *0,00198*	0.275 0,00009 *2,030* *0,00198*	0.311 0,00009 *2,301* *0,00198*	0.458 0,00009 *3,383* *0,00198*
Macizo rocoso de calidad mala Numerosas juntas meteorizadas con algo de relleno. Brechas compactas sin rellenos. Espaciado de 0.03 a 0,5 m. RMR = 23 Q = 0.1	m s *m* *s*	0,029 0,000003 *0,447* *0,00019*	0,041 0,000003 *0,639* *0,00019*	0,061 0,000003 *0,959* *0,00019*	0,069 0,000003 *1,087* *0,00019*	0,102 0,000003 *1,598* *0,00019*
Macizo rocoso de calidad muy mala Numerosas juntas intensamente meteorizadas con rellenos. Espaciado < 0.05 m. Brechas con rellenos arcillosos. RMR = 3 Q = 0.01	m s *m* *s*	0,007 0,0000001 *0,219* *0,00002*	0,010 0,0000001 *0,313* *0,00002*	0,015 0,0000001 *0,469* *0,00002*	0,017 0,0000001 *0,532* *0,00002*	0,025 0,0000001 *0,782* *0,00002*

Fuente: *Gonzales de vallejo. (2004)*

Cuadro N° 10: *Descripción del parámetro D.*

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor *D* sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel	*D* = 0
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.	*D* = 0 *D* = 0.5 No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.	*D* = 0.8
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.	*D* = 0.7 Good blasting *D* = 1.0 Poor blasting
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiónes al retirar el estéril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.	*D* = 1.0 Production blasting *D* = 0.7 Mechanical excavation

Fuente: *Hoek et al. (2002).*

6.3. **Resistencia de discontinuidades.**

Por último, la resistencia a compresión simple de la pared de una discontinuidad, que depende del tipo de matriz rocosa, de la existencia o no de relleno y del grado de alteración de las paredes, influye en la

resistencia al corte y en la deformabilidad del plano de discontinuidad, sobre todo si no presentan relleno.

Esta resistencia suele ser menor que la de la roca intacta por la alteración superficial.

La rugosidad de las paredes de la junta se debe clasificar previamente según los perfiles de rugosidad.

6.4. **Módulo de deformabilidad del macizo rocoso.**

Para determinar la deformación del macizo rocoso de acuerdo a los ábacos según Hoek et al. (2002) está dado por:

$$E_{rm}(Gpa) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \times \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \times 10^{\frac{GSI-10}{40}} ; si\ o\ solo\ si\ \sigma_{ci} \leq 100Mpa$$

$$E_{rm}(Gpa) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \times 10^{\frac{GSI-10}{40}} ; si\ o\ solo\ si\ \sigma_{ci} > 100Mpa$$

Y la más simplificada es la siguiente:

$$E_{rm}(Gpa) = 10^{\frac{RMR-10}{40}}\ para\ RMR < 60$$

$$E_{rm}(Gpa) = 2 \times RMR - 100\ para\ RMR > 60$$

Para determinar la deformación del macizo rocoso de acuerdo el valor de deformabilidad obtenido según el resultado del laboratorio según Hoek & Diederichs (2006) está dado por:

$$E_{rm} = E_i \times \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60+15D-GSI}{11}}}\right)$$

$$E_{rm} = 0.01 \times E_i \times \left(0.0028 \times RMR^2 + 0.9 \times e^{\frac{RMR}{22.83}}\right)$$

6.5. **Módulo de Poisson del macizo rocoso.**

Se hicieron algunos ajustes de la envoltura de Mohr – Coulumb en la envoltura de Hoek – Brown, obteniéndose la siguiente ecuación:

Para determinar el módulo de Poisson del macizo rocoso de acuerdo el valor de Modulo de Poisson obtenido según el resultado del laboratorio, está dado por:

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times GSI + \upsilon_i + 0.2$$

Para determinar el módulo de Poisson del macizo rocoso de acuerdo la prueba empericas, está dado por:

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times GSI + 0.003 \times m_i + 0.457$$

Donde:

υ_i : Modulo de Poisson de la roca intacta.

m_i : cte. Que se obtiene de acuerdo al tipo de roca, en una tabla.

6.6. **Angulo de fricción y constante de cohesión del macizo rocoso.**

$$c_m = \frac{\sigma_{ci} \times [(1+2a) \times S + (1-a) \times m_b \times (\sigma_{3n})] \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{(1+a) \times (2+a) \times \sqrt{1 + \left[\frac{6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{(1+a) \times (2+a)}\right]}}$$

$$\emptyset_m = arcsen\left(\frac{6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{2 \times (1+a) \times (2+a) + 6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}\right)$$

2.1.3.3. Diseño de malla de perforación.

Las operaciones de perforación en minería subterráneas difieren de la superficie ya que solo presentan una sola cara libre, por ello es necesario adicional los taladros de alivio en el diseño de un arranque (corte), lo cual genere dos caras libres como mínimo

Hay teorías o métodos existentes, con modelos matemáticos que enseñan a diseñar mallas de perforación en voladuras subterráneas y que tiene limitaciones para su aplicación, tal como se menciona en el siguiente:

El Método de Roger Holmberg para diseño de malla en Túneles; El modelo matemático de áreas de influencia para diseño de malla galerías; La teoría de la Comminucion para diseño de malla en rampas; Métodos empíricos, que calculan número de taladros.

1. **Parámetros que intervienen en el diseño de malla de perforación.**

Los resultados de una voladura están en relación a los variables controlables y no controlables de manera que dentro de ellas se tienen los parámetros más frecuentes como son los siguientes:

Variables no controlables.

Parámetros del macizo rocoso.

Parámetros controlables.

Diseño geométrico y dimensionamiento de la sección.

Parámetros de perforación.

Parámetros de explosivos.

Parámetros de carguío.

Parámetros de tiempos y secuencias.

2. **Diseño de malla de perforación aplicando el área de influencia.**

Una forma de diseñar la malla perforación es mediante el modelo matemático basado en el área de influencia producido por la detonación de un taladro. La formulación se fundamenta especialmente en la utilización de 2 tipos de cargas uno de fondo y el otro de columna con diferentes tipos de explosivos. El cálculo de área de influencia por taladro se obtiene mediante el análisis de zonas de fracturamiento resultados de la prueba de detonación de un taladro, desarrollado de la siguiente manera:

La formulación matemática es de la siguiente forma.

$$℮ = \frac{PoD_{tal} \times \emptyset_c}{2 \times \sigma_c \times RQD}$$

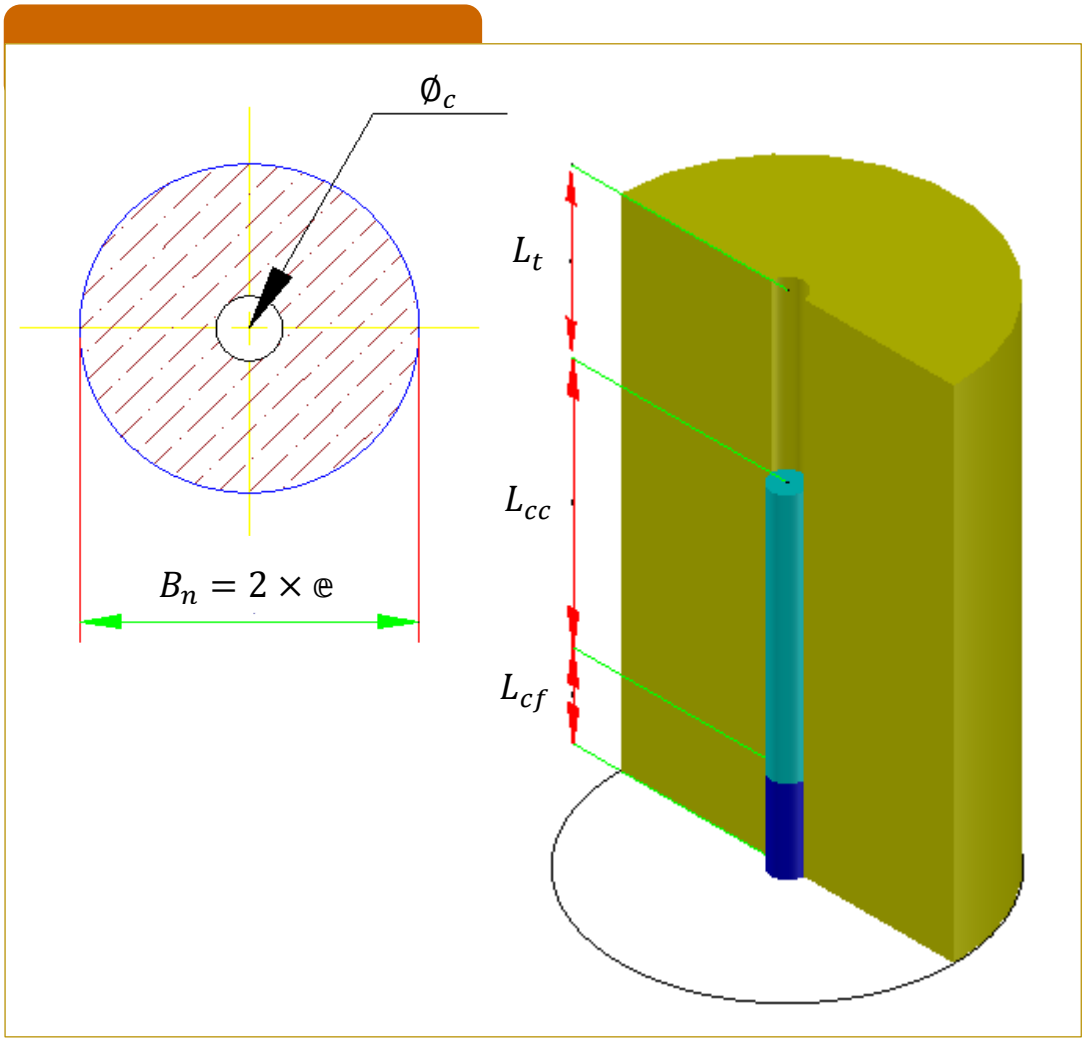
Así mismo el ***burden nominal para un factor de segu***ridad será:

$$B_n = \frac{2 \times ℮}{Fs} + \emptyset$$

Reemplazando los valores en relación al otro se obtendrán de la siguiente manera:

$$B_n = \emptyset_c \times \left(\frac{PoD_{tal}}{Fs \times \sigma_c \times RQD} + 1\right)$$

Figura N° 10: *Área de influencia por detonación de un taladro.*



Fuente: *Rene Ojedas, (2003)*

Factor De Seguridad "Fs"

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

$$B_n = \emptyset * (\frac{P_o D_{tal}}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1)$$

Despejando "F_s"

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

Determinación de factor de seguridad en voladura subterránea

En la malla de perforación se ha notado que el burden de arranque es el más crítico, porque es el base de la voladura subterránea. Entonces se calculará una constante para el factor de seguridad del burden de arranque mediante pruebas de campo. Los burden de corte, arranque, contorno y núcleo son correlativamente crecientes al burden de arranque, por consiguiente, el factor de seguridad de cada uno de estos es correlativamente decreciente al factor de seguridad del arranque decreciente, (Cruzate, 2004).

Cuadro N° 11: *Factor de seguridad teórico.*

F_s	Aplicación
2	Núcleo
3	Cuadradores y corona
4	Arrastre
5	Ayuda y subayuda
6	Arranque

Fuente: *Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"*

3. **Diseño de malla de perforación aplicando el método de Holmberg.**

❖ **Diseño del arranque.**

El tipo de arranque utilizado en este modelo de diseño será el ***corte cilindro***; que comprende a un grupo de taladros de diferentes diámetros y que son paralelo entre sí, de forma que los taladros de alivio son de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica.

Longitud de avance requerido en función a la eficiencia de perforación y voladura (*Lar*).

$$Lar = L_b \times E_p \times E_v$$

Donde:

L_b : Longitud de barreno.

E_p : Eficiencia de perforación.

E_v : Eficiencia de voladura.

Longitud de avance esperado en función del diámetro equivalente (*Lae*).

$$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$$

Donde:

$\emptyset_{eq}$: Diámetro equivalente.

Calculo del diámetro equivalente ($\emptyset_{eq}$).

$$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$$

Donde:

$\emptyset_a$: Diámetro de los taladros de alivio.

Nta : Numero de taladros de alivio.

Análisis de avance.

Sean los valores iniciales cuando $Nta = 1$

$$Lar = L_{tal} \times E_p \times E_v$$

$$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$$

$$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$$

Si $Lae < Lar$ **entonces**

Mientras que $Lae < Lar$ ***hacer que***

$$Nta = Nta + 1$$

$$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$$

$$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$$

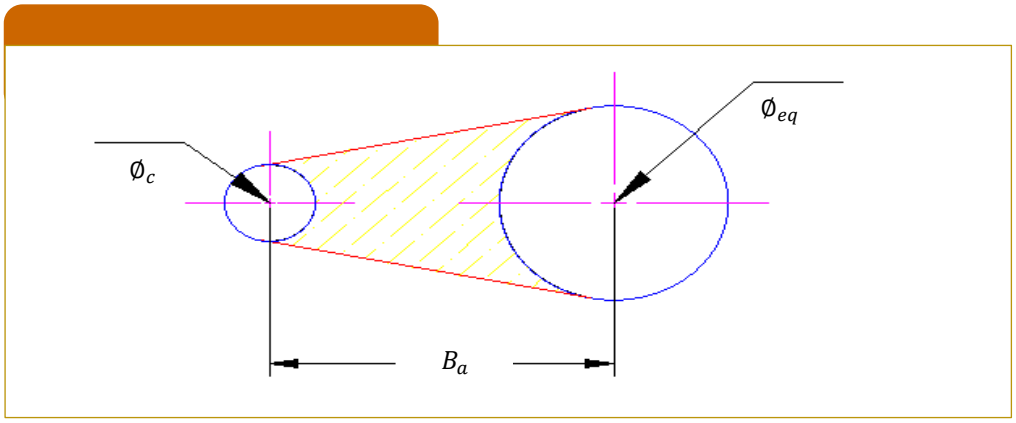
Fin de mientras

Sino;

Nos quedamos con los valores iniciales.

Fin de si

Figura N° 11: *Esquema de burden en el arranque.*



Fuente: *Propio.*

Calculo de burden en los taladros de arranque.

Sea el ***burden equivalente*** calculado por principio de longitud de arco.

$$B_{ea} = \frac{\pi \times \emptyset_{eq}}{2} = 1.57 \times \emptyset_{eq}$$

Luego se calcula el burden practico, de la siguiente manera:

$$B_p = B_{ea} - Er_p$$

Donde:

B_p : Burden práctico en arranque.

B_{ea} : Burden máximo equivalente en taladros de alivio en arranque.

Er_p : Error de perforación.

❖ **Diseño de los taladros de arranque de cuatro secciones.**

El diseño se realiza hasta el cuarto cuadrante.

❖ **Diseño de taladros de arrastre.**

Para los taladros de arrastre sometidos en filas se calculará el burden considerando mínimo la presencia de 2 caras libres, (como bancos).

❖ **Diseño de taladros de contorno.**

En caso de someterle a una ***voladura no controlada***, **Diseño del núcleo o tajeo.**

2.1.3.4. Diseño de carguío y análisis operacional de constantes, índices y factores.

1. **Selección de explosivos.**

Uno de los variables controlables es la elección del tipo explosivos a utilizarse. La elección del tipo de explosivo forma parte muy importante en el diseño de voladura, por consiguiente, dé óptimos resultados.

Según López Giménez se tiene que tener en cuenta una serie de factores, para una correcta selección de dichos explosivos que son los siguientes:

- Precio del explosivo.
- Diámetro de carga.
- Características de la roca.
- Volumen de roca a volar.
- Condiciones atmosféricas.
- Presencia de agua.
- Problemas de entorno.
- Generación de humos.
- Condiciones de seguridad.
- Atmósferas explosivas.
- Problemas de suministro.

Para tener criterios de selección más detallado se realiza un análisis de las propiedades de los explosivos, a continuación, se dará mención de algunos que son más relevantes que menciona la empresa EXSA.

Propiedades de explosivos.

❖ **Potencia.**

Es el trabajo desarrollado por una cantidad de explosivo, de manera que presenta una relación al contenido de su energía.

- **Potencia Absoluta por Peso (AWS).**

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

- **Potencia Absoluta por Volumen (ABS).**

Es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cúbico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la AWS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS\ x\ \rho_e$$

- **Potencia Relativa por Peso (RWS**).

Es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Esta se calcula dividiendo la AWS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RWS = \frac{AWS_{explosivo}}{AWS_{ANFO}} \times 100$$

- **Potencia Relativa por Volumen (RBS).**

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

$$RBS = \frac{ABS_{explosivo}}{ABS_{ANFO}} \times 100$$

❖ **Energía.**

Los explosivos son sustancias que rápidamente liberan su energía química como calor para formar productos gaseosos y sólidos en descomposición a altas, temperaturas y presiones.

❖ **Volumen de gases.**

Es expresado en litros de gas por kilo de explosivo, que se calcula a partir de la ecuación de reacción química.

❖ **Brisance o poder rompedor**

Es el efecto "demoledor" o "triturador" que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento. Como factor dinámico de trabajo es consecuencia de la onda de choque y está vinculado a la densidad y a la velocidad de detonación que muchas veces se utiliza como base comparativa. Se determina experimentalmente mediante la prueba "Hess".

❖ **Simpatía – transmisión de la detonación,**

Es la detonación de un cartucho de explosivo que puedes inducir la detonación de otro cartucho vecino por "simpatía". Una buena transmisión es la garantía para la completa detonación de una columna explosiva.

❖ **Velocidad de detonación.**

Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, y por tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía.

Los factores que la afectan son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento y la iniciación. La unidad de medidas se expresa en metros por segundo.

❖ **Presión de detonación.**

EXSA señala la siguiente expresión matemática para establecer el valor de la presión de detonación del explosivo, que varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura, esta puede asumir valores desde los 30 a 202 Kbar.

$$PoD = 0.25 \times 10^{-5} \times \rho_e \times VoD^2$$

Donde:

ρ_e : Densidad de explosivos.

VoD : Velocidad de detonación.

❖ **Densidad.**

Es la relación entre la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cm^3. La densidad propia o "de masa" de los explosivos varía entre 0,8 a 1,6 g/ cm^3 en relación con la unidad.

❖ **agua.**

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características, es decir su capacidad para rechazar la penetración del agua. La unidad de medida empleada es la de "horas".

❖ **Categoría de humos.**

La detonación de todo explosivo comercial produce polvo, vapor de agua (H_2O), óxidos de nitrógeno (NO-NO_2) óxidos de carbono (CO-CO_2) y eventualmente gases sulfurosos (H_2S, SO_3 y AlO_2) si contenía azufre o aluminio. Entre los gases inocuos generados hay siempre cierto porcentaje de productos irritantes tóxicos o letales llamados en conjunto "humos", como el monóxido de carbono y el bióxido de nitrógeno.

❖ **Balance de oxígeno**

Expresado en gramos de oxígeno por 100 g de explosivo, se calcula a partir de la ecuación de la ecuación de reacción química.

Es importante en la formulación de la mezcla explosiva para asegurar una completa combustión con la máxima potencia y mínima producción de gases tóxicos, siendo necesario controlar la proporción de oxígeno suministrado a los componentes combustibles (añadirlo o restarlo según convenga) para que logren su mayor nivel de oxidación.

❖ **Estabilidad.**

Se aprecia cuando un compuesto químico esté sujeto a una descomposición muy rápida cuando es calentado indica que hay inestabilidad en su estructura.

Los explosivos deben ser estables y no descomponerse en condiciones ambientales normales. La estabilidad se controla por medio de varias pruebas de corta y larga duración, siendo la más empleada la Abel Test.

❖ **Sensitividad (sensibilidad al encendido o de acción controlada).**

Es la capacidad o aptitud que presenta todo explosivo para ser iniciado por un fulminante, un cebo o un cordón que se denomina "mínimo primer".

En la práctica es el peso del más pequeño detonador (convencional, minibooster, primer reforzador, cordón detonante o carga de explosivo primario) capaz de llevar a cabo la detonación completa de un cartucho.

Los explosivos deben ser suficientemente sensitivos para ser detonados por un iniciador adecuado. Esta capacidad varía según el tipo de producto.

2. **Constantes, índices y factores de voladura.**

2.1. **Consumo especifico del explosivo propuesto por Ashby**.

Según Ashby en el año 1977 considero las discontinuidades estructurales en el sistema de diseño de las voladuras, por lo que la ecuación relaciona la frecuencia de fracturas y la resistencia al cizallamiento de las mismas con el consumo específico de explosivo, como la siguiente manera:

$$Ce = \frac{0.56 \times \rho_r \times \text{tg}(\varphi + i)}{\sqrt[3]{Frecuencia\ de\ fractura}}$$

Donde:

Ce : Consumo especifico de explosivo (kg/m^3)

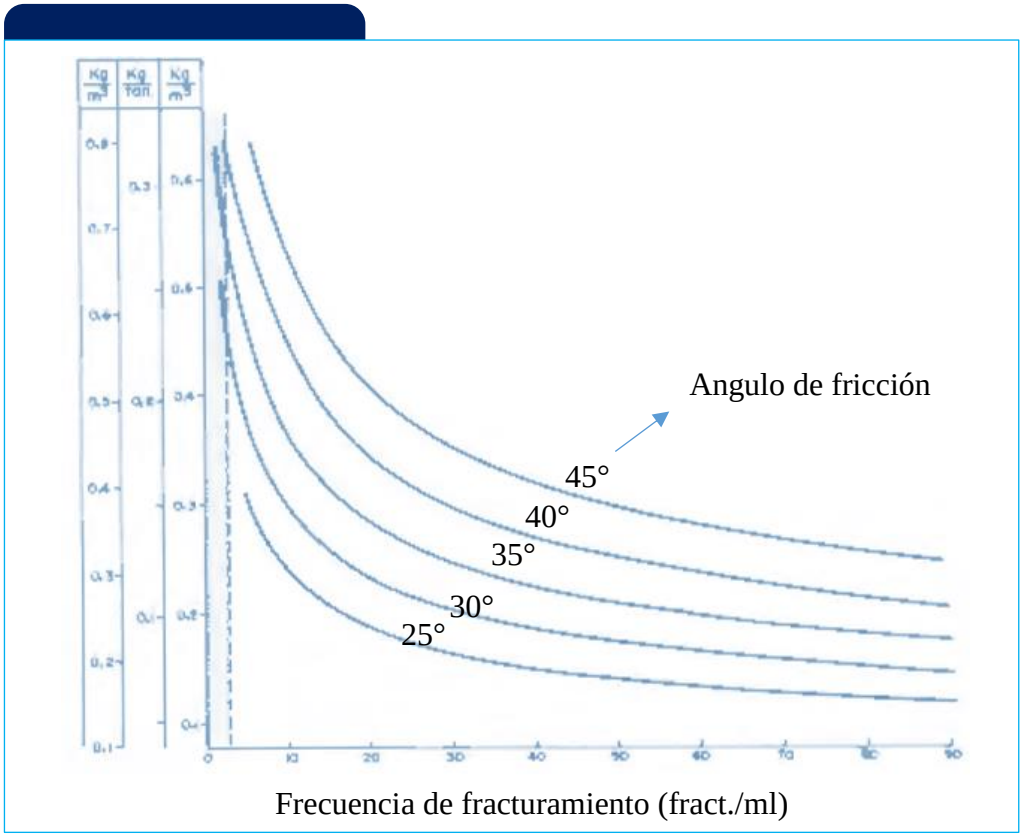
ρ_r : Densidad de la roca (TM/m^3)

φ : Angulo de fricción interno.

i : Angulo de rugosidad.

La propuesta de Ashby se correlaciona con los parámetros geomecánicos (RMR, GSI y RQD).

Figura N° 12: *Correlación entre la frecuencia de fracturación y Ce.*



Fuente: *Ashby (1977)*

Por las teorías dadas por la geomecanica, tenemos las ecuaciones conocidas que son los siguientes, sobre los ángulos de fricción del macizo rocoso:

$$\emptyset = (\varphi + i) \; ; \; \emptyset = 5 + \frac{RMR}{2}$$

Frecuencia de fracturas (Jv):

Según Palsmtrom:

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

Reemplazando estos valores se tendrá la ecuación final.

En función a RMR:

$$Ce = \frac{0.56 \times \rho_r \times \text{tg}\left(5 + \frac{RMR}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

En función a GSI, teniendo en cuenta que;

$$RMR = GSI + 5$$ Entonces;

$$Ce = \frac{0.56 \times \rho_r \times \text{tg}\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

2.2. **Constante de roca.**

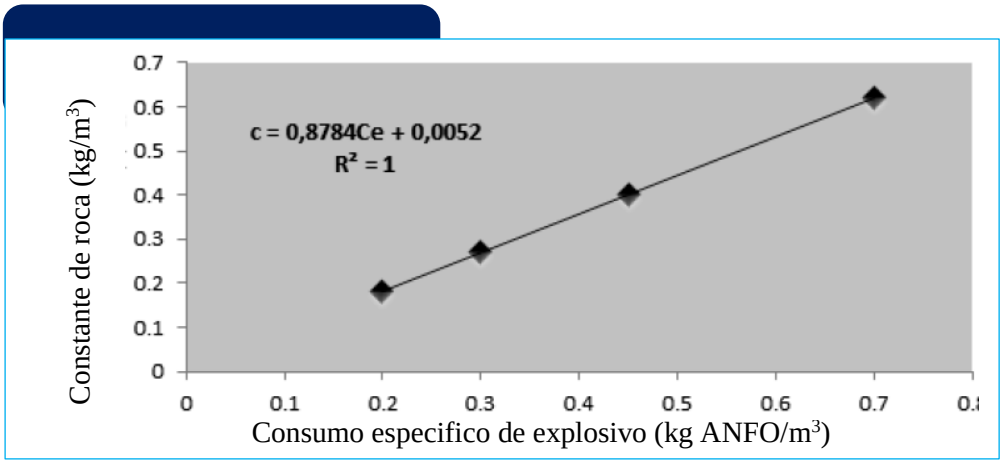
Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de rock (0,4 kg/m3) puede variar hasta 25%.

De forma concreta el modelo de Holmberg solo permite constantes de 0,2 a 0,4 y como lo específicas hace referencia a kg/m3, sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones.

El constante de roca generalizada se plantea de la siguiente manera:

$$C = 0.8784 \times Ce + 0.0052$$

Figura N° 13: *Constante de roca vs. consumo específico de explosivo.*



Fuente: *Robert Loza (2013)*

2.3. **Factor de roca propuesta por Cunningham (A).**

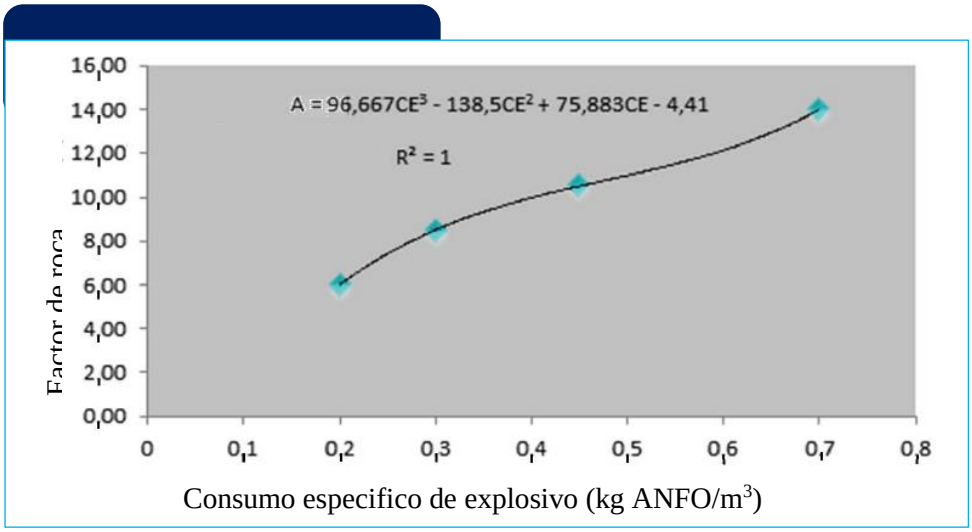
El Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) sirve para calcular el factor de roca, que también Cunningham en el año 1987 propone una modificación para calcular este factor, este factor es una variable para predecir la fragmentación.

$$A = 0.12 \times BI$$

De forma que este valor presenta una variación de entre 6 a 14, y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado que se muestra en la siguiente expresión:

$$A = 96.667 \times Ce^3 - 138.5 \times Ce^2 + 75.883 \times Ce - 4.41$$

Figura N° 14: *Factor de roca vs. consumo especifico de explosivo.*

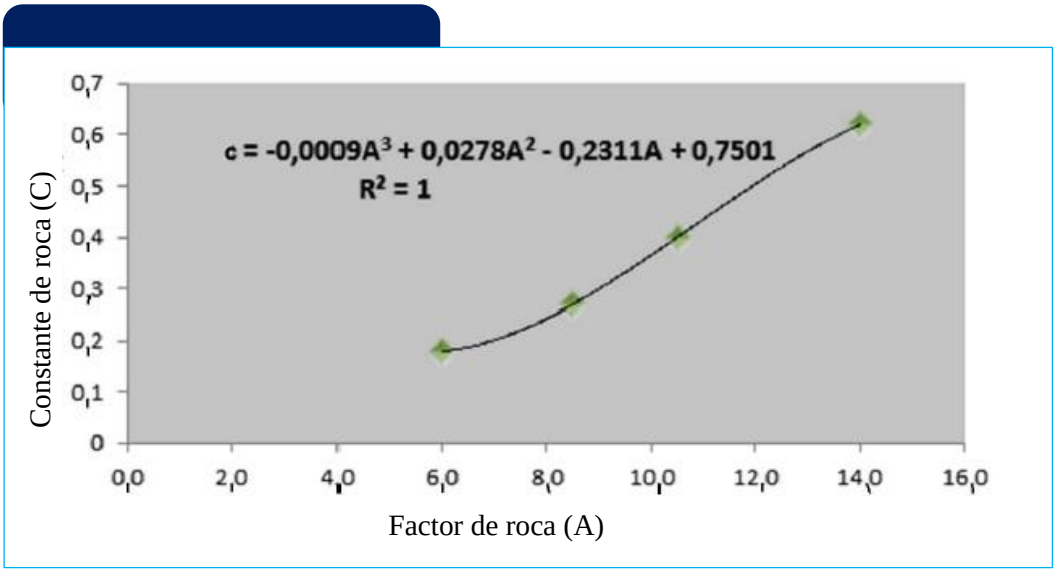


Fuente: *Robert Loza (2013)*

La constante de rocas en función a factor de roca, expresado como:

$$C = 0.0009 \times A^3 + 0.0278 \times A^2 - 0.2311 \times A + 0.7501$$

Figura N° 15: *Constante de roca vs. factor de roca.*



Fuente: *Robert Loza (2013)*

Índice de de volabilidad de Lilly (BI).

Con esta ecuación se puede estimar a partir del consumo específico de explosivo, expresado en kg de ANFO por uidad de peso (kgANFO/tn).

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

Factor de energia (FE).

Este factor indica la energía requerida por unidad de peso (MJ/t), se puede estimar de la siguiente forma:

$$FE = 30 \times Ce$$

2.4. **Indice de volabilidad.**

Lilly desarrolló el índice de volabilidad basado en la descripción del macizo rocoso con 5 parámetros originarios. Relacionando asi con el factor de carga y de energía relacionado con el ANFO. Por ello con la necesidad de poder estimar el factor de carga con parámetros geomecánicos Leonard Santa Orellana, en su tesis hizo algunos ajustes al cuadro de LILLY.

La ecuación de evaluación es la siguiente:

$$BI = 0.5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI)$$

2.5. **Factor de carga ($\boldsymbol{FC_{ANFO}}$).**

Teniendo el índice de volabilidad de LILLY se estima el factor de carga o también denominado el consumo específico.

$$FC_{ANFO} = 0.004 \times BI$$

Donde:

FC : Factor de carga expresado en $KgANFO/m^3$

2.6. **Factor de energía ($\boldsymbol{FE}$).**

Del mismo modo se estima el factor de energía, de la siguiente manera:

$$FE = 0.015 \times BI$$

Donde:

FE : Factor de energía expresado en MJ/TM

2.7. **Factor de energía de mezcla explosiva partiendo de ANFO ($\boldsymbol{FC_e}$).**

A partir de esta ecuación podemos calcular la cantidad de cualquier mezcla explosiva partiendo del ANFO con la siguiente relación:

$$FE_e = \frac{FC_{ANFO} \times E_e}{238.89}$$

Donde:

FC_{ANFO} : Factor de carga de ANFO expresado en Kg/m^3

FE_e : Factor de energía de explosivo expresado en Mj/TM

E_e : Energía de explosivo en $kcal/Kg$.

Cuadro N° 12: *Parámetros corregido de LILLY para minería subterránea.*

	PARÁMETROS GEOMECÁNICOS	CALIFICACIÓN
1.-	**Descripción del macizó rocoso (RMD)**	
	Fracturación intensa	20
	Bloques y capas	30
	Bloques irregulares	40
	Bloques regulares	50
2.-	**Espaciamiento entre planos de juntas (JPS)**	
	<0.06 m	10
	0.06 – 0.2 m	20
	0.2 – 0.6 m	30
	0.6 – 2 m	40
	> 2 m	50
3.-	**Orientación de los planos de juntas (JPO)**	
	Dirección perpendicular al eje del túnel	
	Excavación con buzamiento	
	Buzamiento 45 – 90°	40
	Buzamiento 20 – 45°	35
	Excavación contra buzamiento	
	Buzamiento 45 – 90°	30
	Buzamiento 20 – 45°	25
	Dirección paralela al eje del túnel	
	Buzamiento 20 – 45°	15
	Buzamiento 45 – 90°	10
	Buzamiento 0 – 20° cualquier dirección	10
4.-	**Influencia del peso específico (SGI)**	
	$SGI = 25 \times SG - 50$	
	SG: peso específico	
5.-	**Radio de influencia de la resistencia (RSI)**	
	$RSI = 0.05 \times RC$	
	RC: resistencia a la compresión simple (MPa)	

Fuente: *SANTANA Leonard (2014)*

2.1.3.5. Análisis de área de influencia de un taladro después de la voladura.

Muchas veces se ha visto presencia de los famosos taqueos en la ejecución de las labores de desarrollo y preparación en especial, que son indicadores de una voladura deficiente. Pero más que ver del lado negativo, se puede analizar dicho taqueo de manera

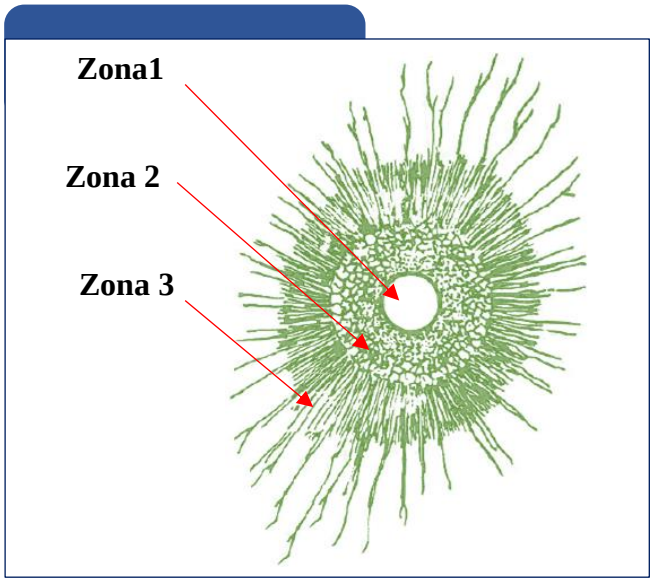
positiva, en sentido de que, se analice el área de influencia generada; en caso de que no se tenga la presencia estos taqueos es necesario someterle una prueba de detonación de un taladro, un lugar estratégico bajo ciertas condiciones de diseño, de modo que no generen alteraciones en la estabilidad de la labor, o dificultades en la operación, o que no afecte en los costos de operación mina. Estos análisis de taqueos o pruebas de detonaciones realizadas, nos ayudaran a comprender fundamentalmente en donde están dirigido los esfuerzos principales mayores y menores, y por supuesto el alguno de dirección. Asi mismo, más adelante se estarán apreciando otros resultados del análisis de dicha área de influencia de un taladro.

1. **Mecánica básica de la ruptura de la roca con explosivos.**

Hoek y Brown en su libro "Excavaciones subterráneas en rocas", desarrollan una forma esencial de explicación sobre la ruptura de la roca que se origina en la detonación de un taladro, de la siguiente manera:

Cuando se hace la detonación de un taladro se puede apreciar que los gases generados, hacen el impacto en las paredes del taladro lo cual genera una onda de presión que viaja hacia la cara libre más cercano. De manera que estas presiones generadas rebasan a la resistencia de la roca, ocasionando la ruptura y la trituración de la misma. De manera que, fuera de esta zona en la que se rebasa la resistencia a la compresión de la roca, se formara una zona de fisuras radiales por el componente de esfuerzos a la tensión tangencial, producto del campo del esfuerzo producidos por la detonación.

Figura N° 16: *Representación idealizada de la fracturación.*



Fuente: Hoek - Brown *(1985).*

Donde:

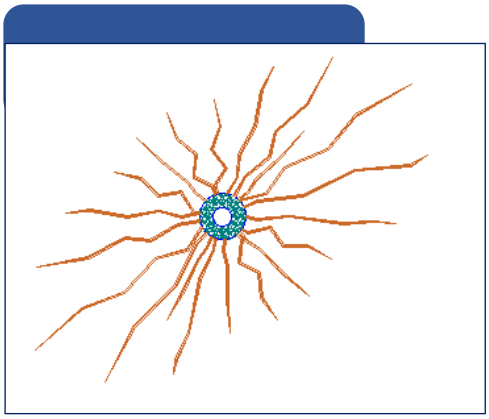
Zona1: Es el diámetro del taladro; Zona 2: Zona pulverizada; Zona 3: Fisuras radiales con desarrollo preferencial paralelo al eje mayor de la elipse.

2. **Área de influencia de detonación del taladro.**

Según Miguel Berrocal Mallqui, para visualizar de manera más precisa el área de influencia de fractúramiento de un taladro, se puede realizar mediante el método de detonación de taladros, para así analizar las fisuras producidas por alrededor de los dichos taladros, a razón de que las fisuras evidenciaban diferentes longitudes y diferentes direcciones de manera que, al unir los extremos de estas fisuras, se pueden apreciar elipses de diferentes tamaños y posiciones.

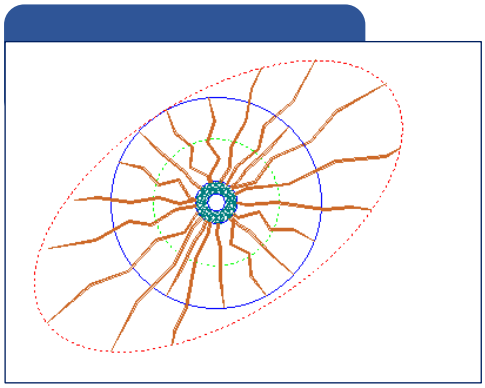
También en su trabajo de investigación Berrocal, señala que; El trabajo de los explosivos es de generar gases a elevada presión, con altas temperaturas y volumen a gran escala, impacta dando fuertemente en el contorno del taladro, así rebasando la resistencia de la roca, produciendo intensas ondas de tracción propiciando el corte radial en toda la pared del taladro, triturando, pulverizando y desalojando la roca de ese sector.

Figura N° 17: *Fracturación inducida por la detonación de un taladro.*



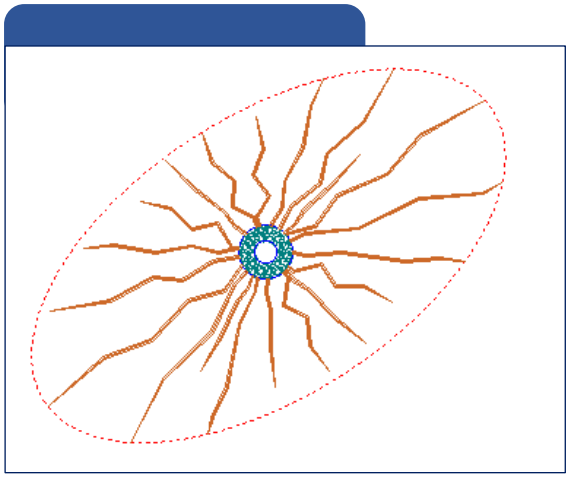
Fuente: Propio *(2019).*

Figura N° 18: *Unión de las fisuras radiales.*



Fuente: Propio *(2019).*

Figura N° 19: Representación idealizada de la figura geométrica originada.



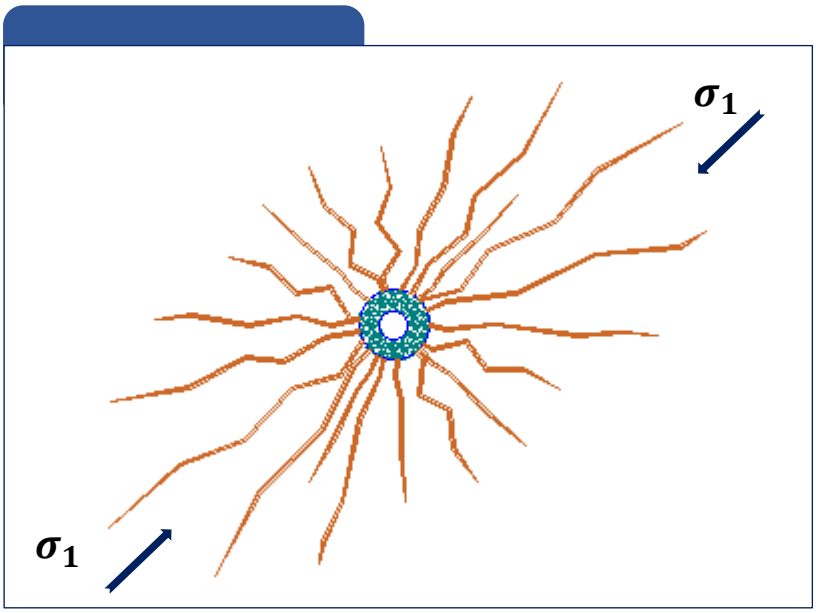
Fuente: Propio *(2019).*

3. **Evaluación y medición de dirección de las tenciones principales.**

❖ **Medición del ángulo y dirección de la tensión principal mayor.**

De la prueba de detonación de taladro, se deduce que las fisuras por tensión a compresión, son responsable de los cortes mayores, que coincide con la dirección de la tensión principal mayor, y las fisuras por tensión de tracción coinciden con la dirección de la tensión principal menor (longitudes menores).

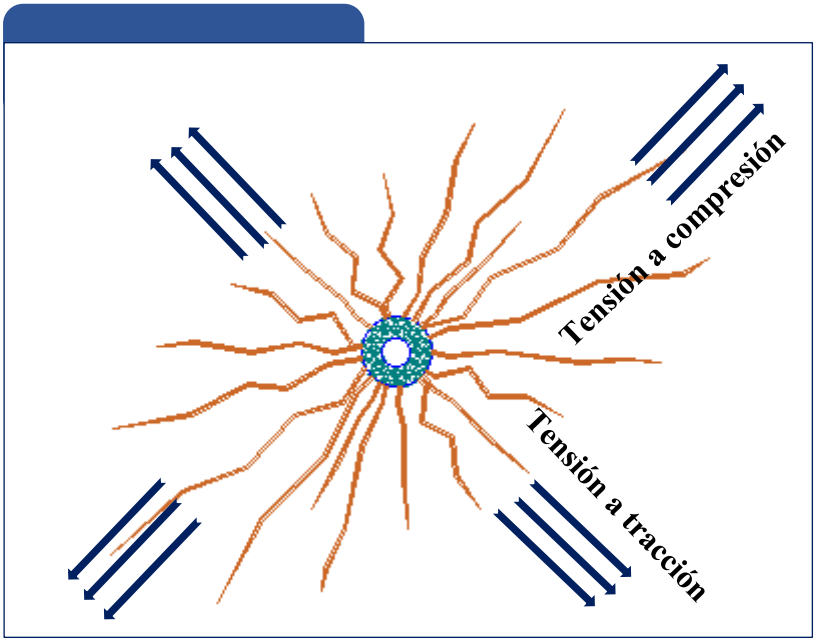
Figura N° 20: *Dirección de tensión principal mayor.*



Fuente: Propio *(2019).*

Uniendo con una línea imaginaria, los extremos de las fisuras, de la periferia del taladro detonado, encontramos la figura de una elipse, que consta de dos ejes: eje mayor y menor, de modo que las fisuras de mayor longitud, se propagan fácilmente en la dirección del eje mayor de elipse, y las fisuras de menor longitud, n la dirección del eje menor de la elipse.

Figura N° 21: *Dirección de tensión a compresión y tracción.*



Fuente: Propio *(2019).*

Finalmente se puede sustentar que el eje mayor de la elipse, coincide con la dirección principal de la tensión mayor IN SITU, del macizo rocoso, y el eje menor de elipse, se alinea con la dirección de la tensión principal menor IN SITU, perpendicularmente entre ambas.

❖ **Calculo del valor del parámetro "k".**

Para calcular el valor de la tensión horizontal, se requiere previamente valorar el parámetro "k", y de su adecuada valoración, nos permite conocer la dirección de procedencia, de la tensión mayor IN SITU.

Para calcular el valor el parámetro de "k", se utilizarán la medición generada de la elipse, de la siguiente manera:

La relación para determinar dicho parámetro se realiza mediante la siguiente ecuación:

$$k = \frac{d}{D}$$

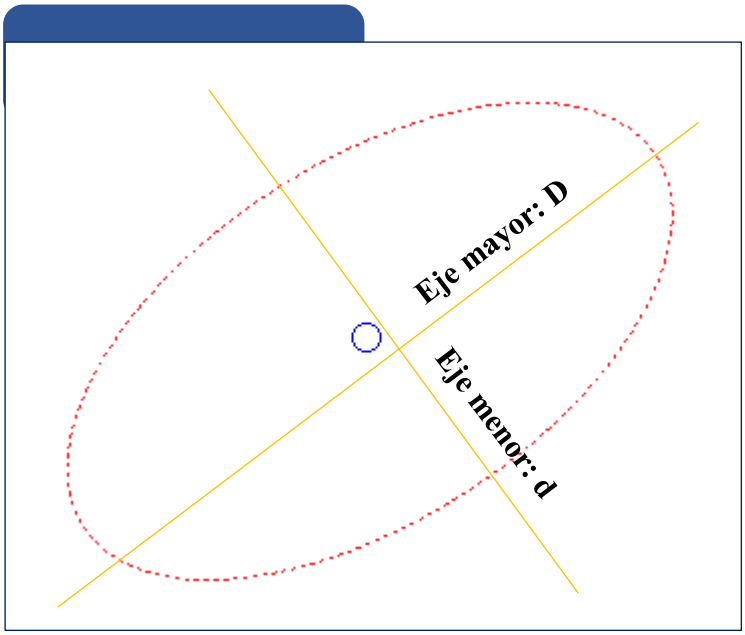
Donde:

k : Coeficiente de reparto de tensiones-Coeficiente de empuje en reposo.

D : Distancia de eje mayor de elipse.

d : Distancia de eje menor de elipse.

Figura N° 22: *Dirección de tensión a compresión y tracción.*



Fuente: Propio *(2019).*

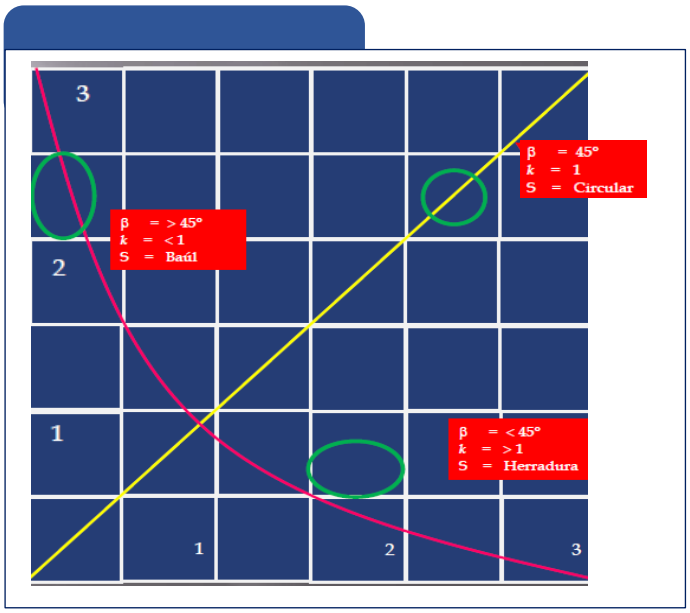
❖ **Relación elipsoidal con la forma o sección excavada en roca masiva.**

Diseño de las formas o sección de excavaciones en roca masiva.

La forma de la abertura por cada condición de roca, delineado por la línea de corte, esta línea nos indica el limite o frontera entre la roca fija al macizo rocoso, y la roca floja de la excavación realizada.

Primero se observa una elipse vertical lo cual influye a la forma dela excavación de tipo baúl, la longitud del ancho menor y longitud mayor en el eje de la altura.

Figura N° 23: *Tipo de sección según la orientación del eje mayor y el valor "k".*



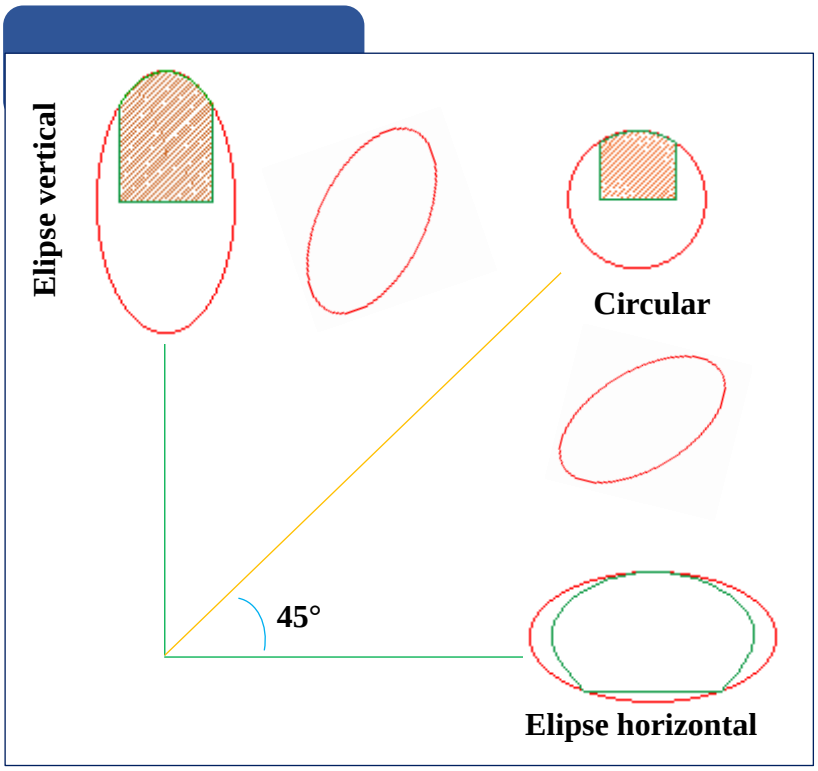
Fuente: Miguel Berrocal *(2015).*

Segundo se tiene una figura circular donde influye de tipo baúl o herradura, con la condición de ambas dimensiones tanto el ancho y la altura sean iguales.

Por último, se tiene una figura de una elipse horizontal que influye a una forma de tipo herradura con la longitud de ancho mayor en la excavación.

En conclusión, se puede decir que la prueba de detonación de taladro dará como resultado una de las figuras geométricas mencionadas anteriormente, que servirán para medir las tensiones in situ, definiendo la forma estable de excavación, de acuerdo a la magnitud y dirección de las tensiones del lugar.

Figura N° 24: *Relación de elipse con la sección de la labor.*



Fuente: Miguel Berrocal *(2015).*

Dimensionamiento de las secciones de excavaciones.

Para diseñar una sección auto soportada se debe identificar la dirección del esfuerzo principal mayor del macizo rocoso, para poder alinearla al eje de la excavación, y en general con todas las tensiones del lugar la de excavación, de forma que la excavación subterránea ostente el carácter aerodinámico, logrando que las tensiones se deslicen, se desvíen o reflecten suavemente, sobre el contorno de la excavación.

En la siguiente ecuación se hace una relación con la forma de elipse encontrada y la dimensión de la sección de la labor.

Identificación de sectores inestables en excavaciones horizontales.

En una elipse vertical delimitada por una línea discontinua que encierra la sección de abertura de tipo baúl; de esta delimitación se puede decir que si el techo de la sección no coincide con la figura encontrada dela elipse se puede decir que se va producir el desprendimiento de la roca hasta adoptar dicha forma geométrica de la elipse.

❖ **Medición de la magnitud de las tensiones principales IN-SITU.**

Calculo de tensión vertical.

Es la relación existente entre la densidad y la altura de recubrimiento.

Calculo de tensión horizontal.

Es la relación entre el valor de parámetro "k" y la tensión vertical.

Ajuste del valor de la tensión vertical IN SITU.

Conociendo que las direcciones de las tensiones del macizo rocoso, sobre un punto cualquiera, en una excavación subterránea, son variables, y no necesariamente se encuentran comprendidos dentro de la línea vertical u horizontal, el Ing. Berrocal presenta una relación, talque ayude a calcular el valor ajustado, por orientación o dirección de la tensión vertical, en función a los grados de inclinación del eje vertical de la elipse encontrada, como se señala en la relación siguiente:

$$FA = 0.0055 \times (\theta) + 0.499$$

Donde:

FA : Factor de ajuste.

θ : Angulo medido en (°)

Luego se parte a ajustar la tensión vertical, como sigue:

$$\sigma_v = \rho_r \times Z \times FA$$

Donde:

σ_v : Tensión vertical en Mpa.

ρ_r : Densidad de material sobreyacente en tn/m^3.

Z : Profundidad desde la superficie al lugar.

❖ **Variación de las direcciones de las tensiones del macizo rocoso.**

Las tensiones principales mayores del macizo rocoso serán modificadas, por las influencias de las condiciones estructurales.

4. **Radio practico de área de influencia del taladro.**

El radio del círculo de daño usado en este enfoque es obtenido igualando la energía disponible del explosivo con la energía requerida para producir una aceptable fragmentación.

Cálculo del radio práctico de daño en taladros de producción completamente cargados.

<u>Primera forma:</u>

La ecuación propuesta por Hustrulid (1999), para la determinación de la constante K_B esta dado por:

$$K_B = 25 \times \sqrt{\frac{\rho_e \times RWS_e}{\rho_{ANFO} \times RWS_{ANFO}}} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

Según Pernia – Llera et. al. (1989), se tiene que:

$$RBS_e = \frac{AWS_e \times \rho_e}{AWS_{ANFO} \times \rho_{ANFO}}$$

También se conoce que:

$$RWS_e = \frac{AWS_e}{AWS_{ANFO}} \times 100$$

Reemplazando esta última en la primera, se deduce de la siguiente manera.

$$RBS_e = \frac{RWS_e \times \rho_e}{100 \times \rho_{ANFO}}$$

Del mismo modo, se reemplaza esta ecuación en la ecuación para determinar K_B.

$$K_B = 25 \times \sqrt{RBS_e \times 100} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

Donde:

K_B : Constante.

ρ_e : Densidad del explosivo (g/cc).

ρ_{ANFO} : Densidad de ANFO (0.85 g/cc).

ρ_r: Densidad de la roca (g/cc).

AWS_e : Potencia absoluta por peso del explosivo usado respecto al ANFO.

AWS_{ANFO} : Potencia absoluta por peso del ANFO respecto al ANFO que es 1.

RBS_e : Potencia relativa por volumen del explosivo (%).

RWS_e : Potencia relativa por peso del explosivo.

RWS_{ANFO} : Potencia relativa por peso del ANFO.

Luego se tiene la relación siguiente:

$$B = K_B \times \emptyset_{tal}$$

Si

$$\emptyset_{tal} = 2 \times r_{tal}$$

Entonces;

$$B = K_B \times 2 \times r_{tal}$$

Así mismo, se sabe que: $B = 2 \times R_d$

De forma que igualando las dos ecuaciones de burden, se tendrá:

$$K_B \times 2 \times r_{tal} = 2 \times R_d$$

$$\frac{R_d}{r_{tal}} = K_B$$

Por lo que se deduce la ecuación particular para calcular el radio de daño;

$$\frac{R_d}{r_{tal}} = 25 \times \sqrt{RBS_e} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

Donde:

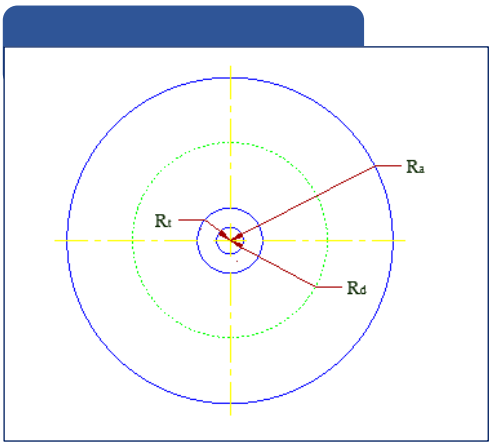
R_d : Radio de daño.

r_{tal} : Radio del taladro.

B : Burden.

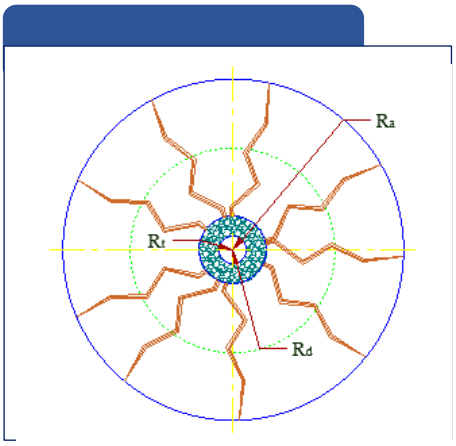
Siendo R_d el radio práctico de daño como se puede observar en la siguiente:

Figura N° 25: *Denominación de los radios de área de influencia de tal.*



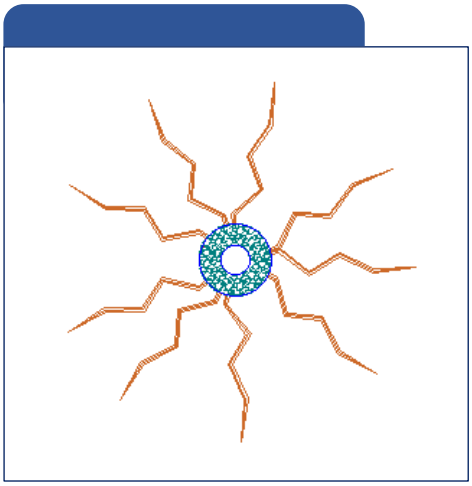
Fuente: Propio *(2019).*

Figura N° 26: *Zona de trituración y agrietamiento.*



Fuente: Propio *(2019).*

Figura N° 27: *Trituración y agrietamiento de taladros después de la voladura.*



Fuente: Propio *(2019).*

<u>Segunda forma:</u>

Otra manera de calcular el radio de daño, es mediante la presión de explosión

Como se detalla a continuación:

$$K_B = 25 \times \sqrt{\frac{Pexp_e}{Pexp_{ANFO}}} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

Se conoce que;

$$PoD_e = \frac{\rho_e \times (VoD_e)^2}{4}\ (KPa)$$

Y la relación entre la presión de explosión con la presión de detonación del explosivo es como sigue:

$$Pexp_e = \frac{PoD_e}{2}$$

Entonces;

$$Pexp_e = \frac{\rho_e \times (VoD_e)^2}{8}$$

Finalmente se puede deducir que esta última forma de cálculo, proporciona resultados más acordes con las formulaciones de Ash (1963), por lo tanto, es más recomendable su forma de uso en las voladuras subterráneas.

Cálculo del radio práctico de daño en taladros con carga desacoplada. completamente cargados.

Considerando la teoría de voladura controlada mediante desacoplado de carga explosiva y asumiendo que la presión dentro del taladro es directamente proporcional al radio de influencia del taladro, podemos considerar que:

$$(R_d)_{cd} = (R_d)_{ca} \times Ca^{2.4}$$

Donde:

$(R_d)_{cd}$: Radio de daño con carga desacoplada.

$(R_d)_{ca}$: Radio de daño con carga acoplada.

Ca : Coeficiente de acoplamiento de la carga explosiva.

De manera que este coeficiente se puede expresar de la siguiente manera:

$$Ca = \sqrt{cc} \times \left(\frac{\emptyset_{ce}}{\emptyset_{tal}}\right)$$

Donde:

cc : Porcentaje de columna explosiva actualmente cargada.

$\emptyset_{ce}$: Diámetro de la carga explosiva.

$\emptyset_{tal}$: Diámetro del taladro.

5. **La teoría de Cráter.**

Este tipo de diseño fue planteado y actualizado por el Ing. Rene Ojedas Mestas en el año 2010 (Perú). Trata de un método practico que antecede a la teoría planteada por Livingston, que determina la distancia optima de la carga esférica mediante una ecuación matemática; que se plantea a través de diversas pruebas realizadas con voladura en cráter. Los parámetros utilizados son:

- ❖ Parámetros de la roca; Esfuerzo tensional, Calidad de la roca (RQD).
- ❖ Parámetros de explosivos; Presión de detonación.
- ❖ Parámetros de perforación; Longitud del taladro, Longitud de carga.

Por lo tanto, esta nueva teoría planteada calcula el ***radio del cráter***, la ***distancia critica***, el ***espaciamiento entre taladros*** y el ***volumen del cráter***, siendo aplicable en rocas elástico-plásticas.

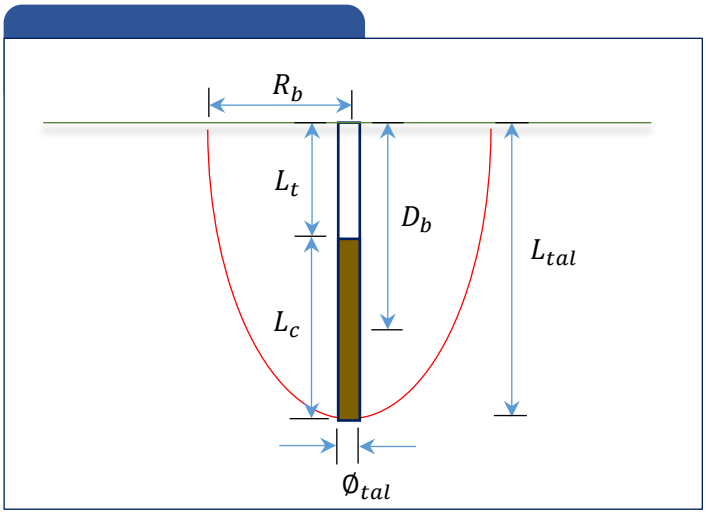
La formulación matemática planteada se realizan con los siguientes casos:

- ✓ **Cráter generalizado.**

Determinación del radio del cráter de manera general, mediante la siguiente ecuación.

$$R_b = D_b \times \sqrt{\sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \times RQD}} \times \left(\frac{\emptyset}{2 \times D_b}\right) - 1}$$

Figura N° 28: *Parámetros de variables de cráter generalizado.*



Fuente: Rene *Ojeda (2010).*

✓ **Cráter óptimo.**

Determinación de la profundidad optima de la carga esférica.

Para que haya una profundidad optima deberá haber también un volumen máximo roto por la carga esférica de lo cual se obtiene la siguiente ecuación para dicha profundidad óptima.

$$D_o = D_b = \frac{\emptyset}{3} \times \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \times RQD}}$$

El radio optimo se obtiene mediante siguiente la ecuación.

$$R_O = D_O \times \sqrt{\sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \times RQD}} \times \left(\frac{\emptyset}{2 \times D_O}\right) - 1}$$

Determinación del volumen optimo roto, teniendo una profundidad optimo y un radio optimo se obtendrá también un volumen óptimo de la siguiente manera.

$$V_o = \frac{\pi}{2} \times (R_o)^2 \times D_O$$

Longitud de carga y de taladro, se tiene de la siguiente manera.

$$L_c = 6 \times \emptyset$$

$$L_{tal} = D_o + 3 \times \emptyset$$

Volumen del explosivo, denotado por.

$$V_e = \frac{3}{2} \times \pi \times (\emptyset)^3$$

Peso del explosivo, se expresa de la siguiente manera.

$$W_e = \rho_e \times V_e$$

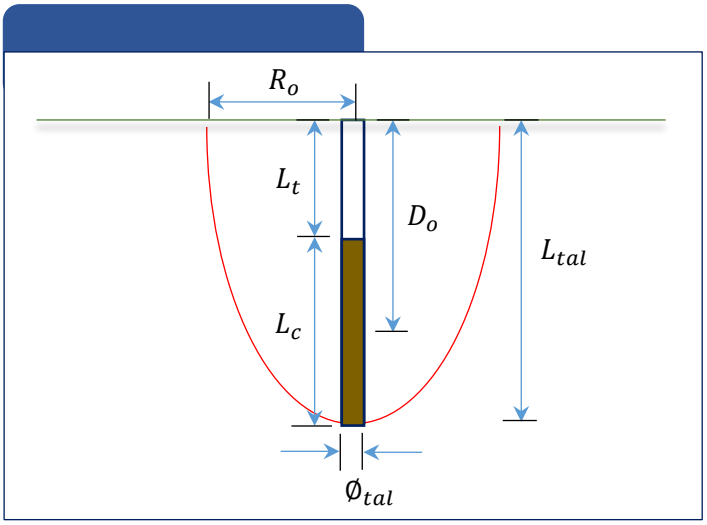
Espaciamiento entre taladros (S): (para una desviación < 1%)

$$S_o = 2 \times R_o$$

Factor de carga, esta expresado de la siguiente manera.

$$F_c = \frac{W_e}{(S_o)^2 \times L_{tal}}$$

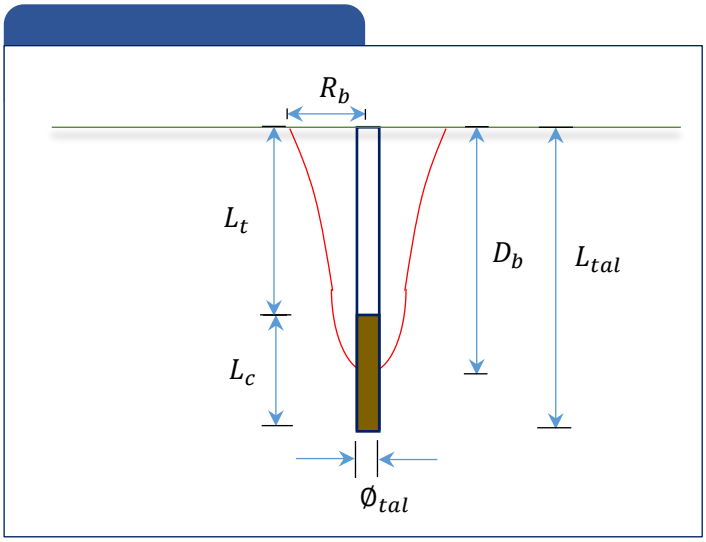
Figura N° 29: *Parámetros de variables de cráter optimizado.*



Fuente: Rene *Ojeda (2010).*

✓ **Cráter con deficiencia de carga a medio impacto.**

Figura N° 30: *Área de influencia del cráter con una deficiencia de carga a medio impacto.*



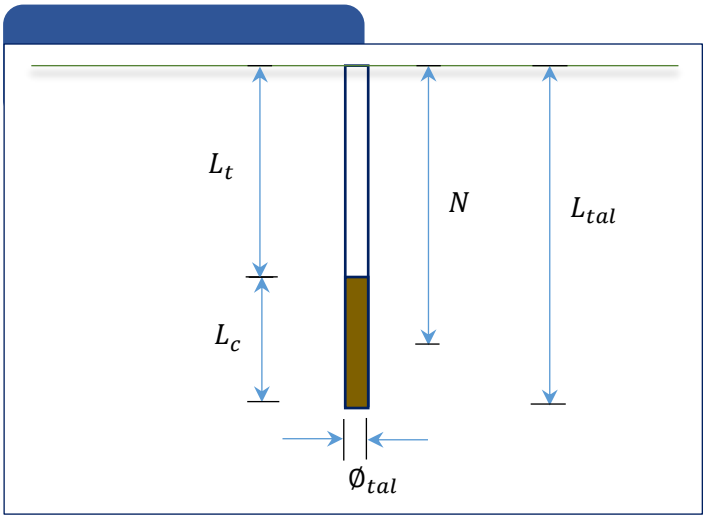
Fuente: Rene *Ojeda (2010).*

✓ **Cráter con deficiencia de carga a cero impactos.**

Para que haya una profundidad critica el radio del cráter es cero, y por consiguiente la distancia variable se transforma en **distancia critica** (N) de la siguiente manera:

$$D_b = N = \frac{\emptyset}{2} \times \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \times RQD}}$$

Figura N° 31: *Caracterización con una deficiencia de carga a cero impactos.*



Fuente: Rene *Ojeda (2010).*

2.1.3.6. Numero de taladros y factor de carga en función al valor de RMR.

Para el caso de Numero de taladros.

La recopilación de informaciones es sobre el cálculo o modelos matemáticos para hallar el número de taladros en la minería subterránea, ya que este es muy importante en la voladura de rocas, y también haciendo un uso adecuado de este tema se podría mejorar la productividad minimizando los costos de perforación y optimizando los recursos, así para generar buenas ganancias.

Los parámetros y clasificación que tenemos en el país se diferencian.

Para hacer la correlaciona de numero de taladros con el valor RMR, se toma como referencia la formula empírica de ESXA, como el siguiente caso.

$$N°tal = \frac{P}{Dt} + C \times S$$

Donde:

$N°tal$: Numero de taladros.

$P = 4 \times \sqrt{S}$: Perímetro de la sección en m^2.

S : Área de la sección en m^2.

C : Constante de roca.

A continuación, se muestran los cuadros para calcular los constantes.

Cuadro N° 13: *Constante de roca y distancia entre taladros.*

Tipo de roca	Dist. entre tal. (Dt)	Constante "C"
Dura, tenaz	0.5	2
Intermedia, semidura	0.6	1.5
Blanda, fragil	0.7	1

Fuente: *EXSA (2010)*

Por lo tanto, la correlación de numero de taladros con el valor RMR, se realiza con el fin de que dicha clasificación al macizo rocoso sea más concreta ya que se tomaran más rangos que la de empírica.

Tabla N° 3: *Correlación tipo de roca con valor de RMR, simple.*

RQD		RMR		TIPO	DESCRIPCION	
0	25	0	20	V	Muy mala	Suave
25	50	21	40	IV	Mala	
50	75	41	60	III	Regular	Intermedia
75	90	61	80	II	Buena	Dura
90	100	81	100	I	Muy buena	

Fuente: *ELIADES YANCE (2013)*

Tabla N° 4: *Correlación tipo de roca con valor de RMR, detallado.*

RQD		RMR		CODIGO	CLASE	TIPO	DESCRIPCION	
0	25	0	10	V	a	Excelente	Muy mala	Suave
		11	20		b	Extrem. Buena		
25	50	21	30	IV	a	Muy buena	Mala	
		31	40		b	Buena		
50	75	41	50	III	a	Median. buena	Regular	Intermedia
		51	60		b	Moder. Buena		
75	90	61	70	II	a	Mala	Buena	Dura
		71	80		b	My mala		
90	100	81	90	I	a	Extrem. Mala	Muy Buena	
		91	100		b	Pesima		

Fuente: *Propia (2019)*

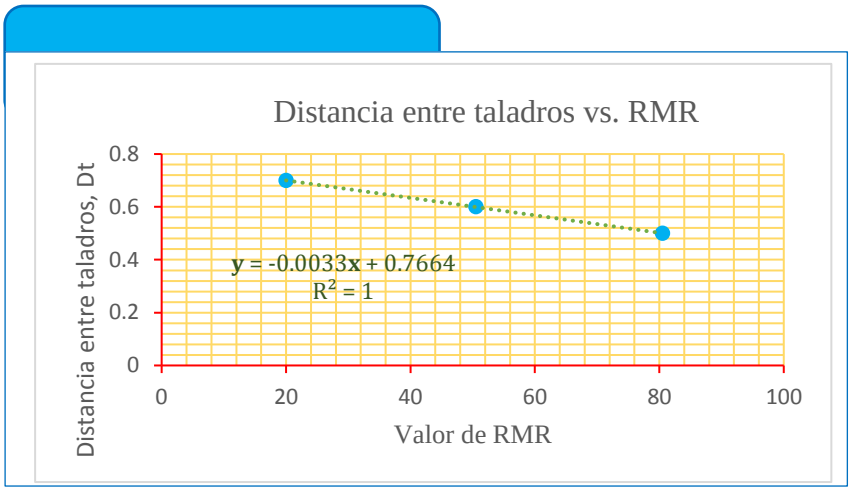
Tabla N° 5: *Clasificación empírica para determinar los valores de Dt y C.*

ROCA	RMR prom	Dt	C
Suave	20	0.7	1
Intermedia	50.5	0.6	1.5
Dura	80.5	0.5	2

Fuente: *Propia (2019)*

Las relaciones de los constantes Dt y C, se obtienen mediante el método de regresión lineal, de mínimos cuadrados, como sigue:

Figura N° 32: *Relación de Distancia entre taladros con el valor de RMR.*



Fuente: *Propia (2019)*

La ecuación lineal de distancia entre taladros se muestra de la siguiente manera:

$$Dt = 0.7664 - 0.0033 \times RMR$$

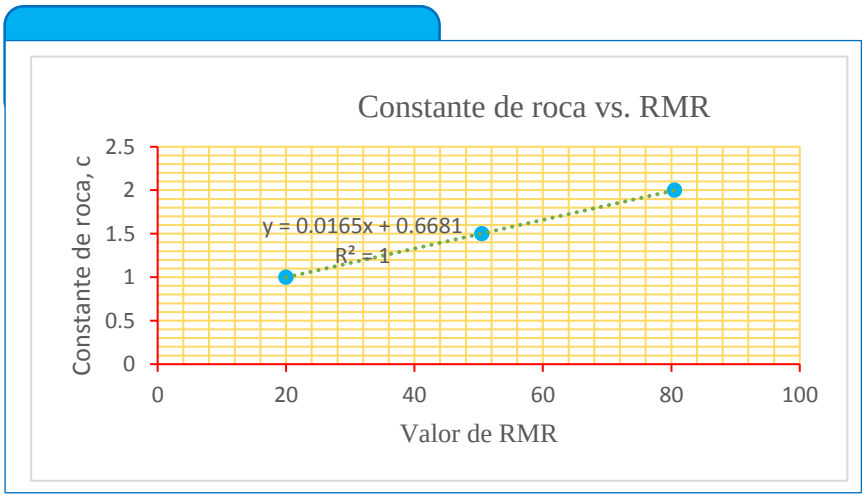
La ecuación lineal para obtener la constante der roca, se muestra de la siguiente manera:

$$C = 0.0165 \times RMR + 0.6681$$

Luego de obtener las ecuaciones de Dt y C, se reemplaza en la ecuación original de numero de tal.

$$N°tal = \frac{P}{Dt} + C \times S$$

Figura N° 33: *Relación entre constante de roca y RMR*



Fuente: *Propia (2019)*

$$N°tal = \frac{4 \times \sqrt{S}}{(0.7664 - 0.0033 \times RMR)} + S \times (0.0165 \times RMR + 0.6681)$$

Donde:

S : Área de la sección y RMR : Calidad del macizo rocoso.

Para el caso de factor de carga; El factor de carga es fundamental en el diseño de malla de perforación, de manera que el éxito de una buena voladura va depender mucho de la distribución de carga explosiva la cual directamente proporcional con la distribución de energía. Según manual práctico de voladura de Exsa, se tiene en cuenta que la cantidad de explosivo por m2 a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca.

Por tal sentido en términos generales se puede considerarse los siguientes factores en kg de explosivos por m3 de roca a volar.

Tabla N° 6: *Cantidad de explosivo consumido por unidad de volumen.*

Area (m2)		Kg de explosivo estimados por m3 de roca					
		Roca dura		Roca interm.		Roca suave	
1	5	2.6	3.2	1.8	2.3	1.2	1.6
5	10	2	2.6	1.4	1.8	0.9	1.2
10	20	1.65	2	1.1	1.4	0.6	0.9
20	40	1.2	1.65	0.75	1.1	0.4	0.6
40	60	0.8	1.2	0.5	0.75	0.3	0.4

Fuente: *Exsa (2010)*

Tabla N° 7: *Correlación de factor de carga con el valor de RMR.*

Area (m2)		Kg de explosivo estimados por m3 de roca		
		Roca dura	Roca interm.	Roca suave
		RMRprom		
		80.5	50.5	20
3		2.9	2.05	1.4
7.5		2.3	1.6	1.05
15		1.825	1.25	0.75
30		1.425	0.925	0.5
50		1	0.625	0.35

Fuente: *Propio (2019)*

Se ordena los valores en tres grupos por tipo de roca para generar un modelo matemático, teniendo como área de la sección, RMR de clasificación geomecánica del macizo rocoso y FC que es factor de carga.

Tabla N° 8: *Asignación de los grupos por tipo de roca.*

Grupos de agrupacion								
Grupo A			Grupo B			Grupo C		
RMR	S	FC	RMR	S	FC	RMR	S	FC
80.5	3	2.9	50.5	3	2.05	20	3	1.4
80.5	7.5	2.3	50.5	7.5	1.6	20	7.5	1.05
80.5	15	1.825	50.5	15	1.25	20	15	0.75
80.5	30	1.425	50.5	30	0.925	20	30	0.5
80.5	50	1	50.5	50	0.625	20	50	0.35

Fuente: *Propio (2019)*

Luego de haber asignado por agrupación, determino las ecuaciones de factor de carga en función a la sección de los 3 grupos A, B y C. Como el "FC" está en función de dos variables "RMR" y "S". Primero se trabajará con variable "S" para hallar los valores de "FC".

- Para grupo A ($RMR = 80.5$).

$$FC_1 = 3.6369 - 0.665 \times ln(S)$$

- Para grupo B ($RMR = 50.5$).

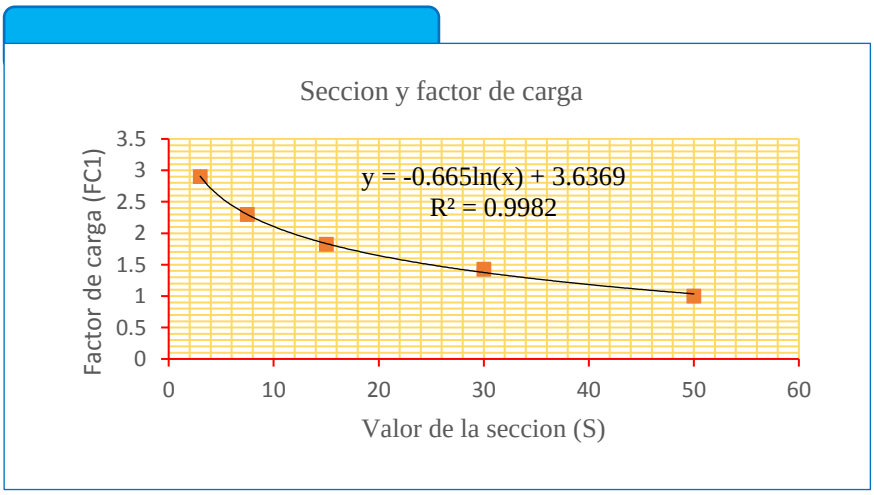
$$FC_2 = 2.6076 - 0.502 \times ln(S)$$

- Para grupo C ($RMR = 20$).

$$FC_3 = 1.8066 - 0.379 \times ln(S)$$

Para Grupo A.

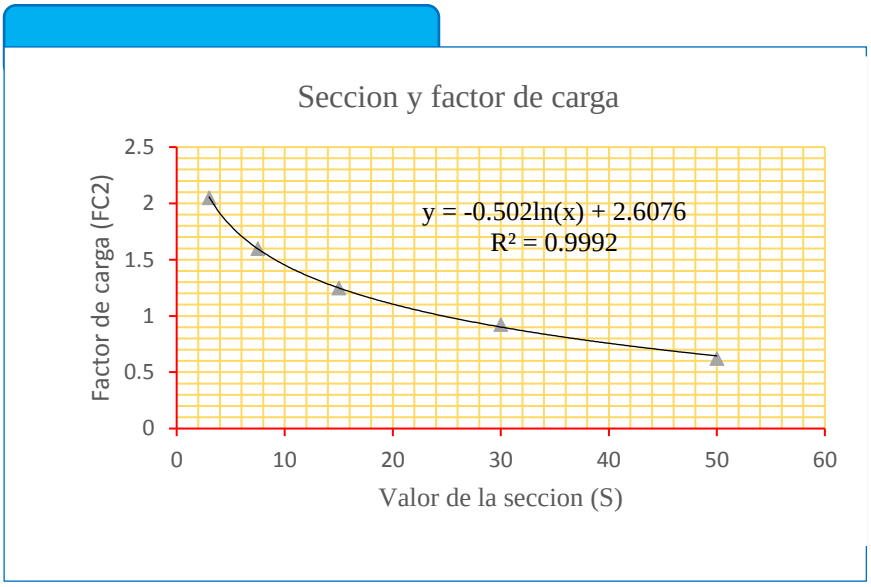
Figura N° 34: *Correlación de factor de carga con el valor de RMR.*



Fuente: *Propio (2019)*

Para Grupo B.

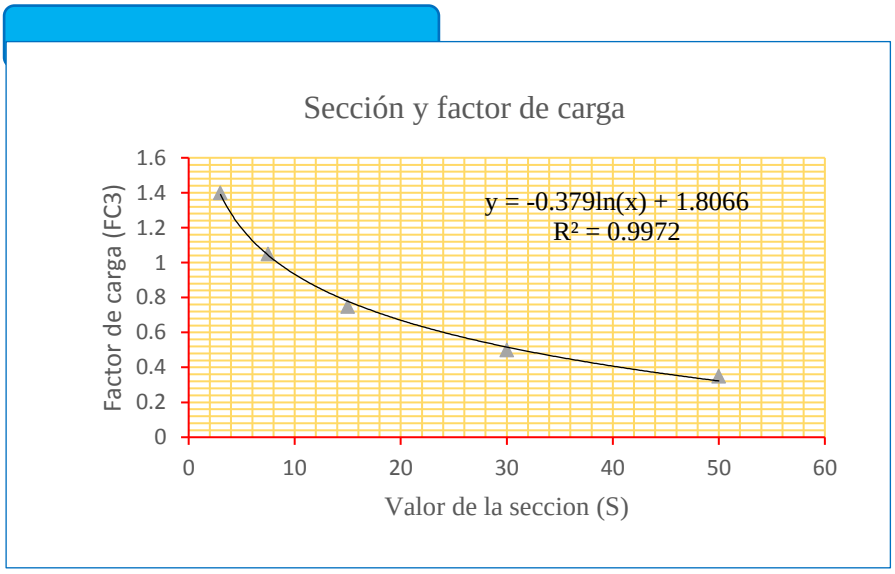
Figura N° 35: *Correlación de factor de carga con el valor de RMR.*



Fuente: *Propio (2019)*

Para Grupo C.

Figura N° 36: *Correlación de factor de carga con el valor de RMR.*



Fuente: *Propio (2019)*

Por lo tanto, la ecuación final se deducirá de las 3 ecuaciones anteriores:

Teniendo así la siguiente ecuación:

$$FC = c + m \times ln(S)$$

Para hallar el valor de "m" se analiza los coeficientes de las funciones "$FC_{1,2,3}$

Tabla N° 9: *Valores de m con respecto a RMR.*

FC	RMR	m	c
FC1	80.50	0.665	3.637
FC2	50.50	0.502	2.608
FC3	20.00	0.379	1.807

Fuente: *Propio (2019)*

De forma que se tiene las siguientes ecuaciones:

$$m = -0.0047 \times RMR - 0.2775$$

$$C = 0.0302 \times RMR + 1.1615$$

Reemplazando en la ecuación generalizada:

$$FC = c + m \times ln(S)$$

$$FC = (0.0302 \times RMR + 1.1615) + (-0.0047 \times RMR - 0.2775) \times ln(S)$$

$$FC = 0.0302 \times RMR - ln\left(S^{(0.0047 \times RMR + 0.2775)}\right) + 1.1615$$

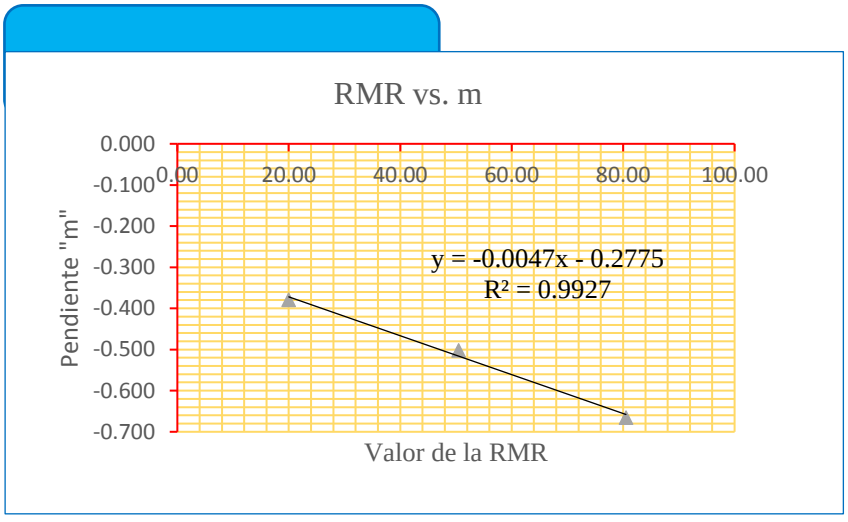
Donde:

FC : Factor de carga expresado en kg/m3

S : Área de la sección.

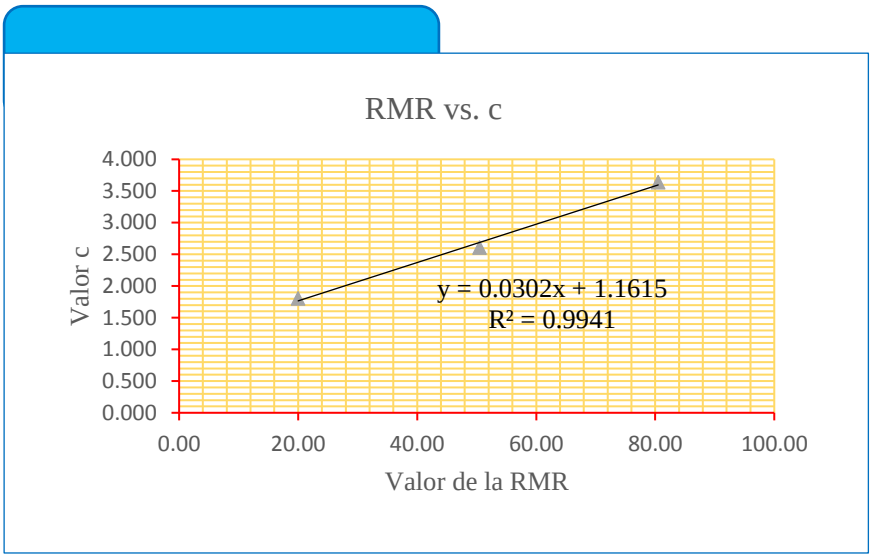
RMR : Calidad del macizo rocoso.

Figura N° 37: *Correlación de factor de "m" con RMR.*



Fuente: *Propio (2019)*

Figura N° 38: *Correlación de factor de "c" con RMR.*



Fuente: *Propio (2019)*

Calculo Carga total de explosivo por frente.

Y la carga total es de la siguiente manera:

$$Q_t = FC \times V$$

Calculo de factor de energía.

A base de la ecuación anterior se puede calcular dicho factor de energía.

$$FE = \frac{FC \times E_{explosivo}}{238.89}$$

$$FE = \frac{Energia\ total\ (MJ)}{Volumen\ roto\ (m^3)}$$

Y la energía total será:

$$E_t = FE \times V$$

Donde:

FE : Factor de energía en MJ/m$^{3.}$

E_t : Energia total necesaria para romper la roca en MJ.

FC : Factor de carga en kg/m^3.

$E_{explosivo}$: Energía de explosivo en kcal.

V : Volumen de roca a volar en m^3.

Cantidad de carga en función a la energía del explosivo. Para hallar cantidad de carga para explosivos se relaciona con el factor de energía, ya que lo que rompe a la roca no es la masa de explosivo (Kg) sino es la cantidad de energía que produce la dicha masa.

De la siguiente manera se calcula la energía total producida a partir de factor de energía y volumen de roca a romper:

$$E_t = FE \times V \ ; \ Q_{tx} = \frac{238.89 \times E_t}{E_x}$$

Donde:

Q_{tx} : Cantidad total de un explosivo "x" en kg.

E_x : Energía de explosivo "x" en kcal/kg.

Distribución de carga (Carga promedio por tal).

$$FE = \frac{Q_t}{N° \ tal}$$

Se debe tener presente que en forma práctico para hacer la distribuir de la carga explosiva, los taladros del corte, se incrementara de 1,3 a 1,6 veces la "carga promedio", así mismo disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas.

2.1.3.7. Diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos.

1. **Determinación de las propiedades físicas y mecánicas de la matriz rocosa.**

Las propiedades físicas obtenidas con las pruebas de laboratorio, o ábacos son los siguientes:

- Densidad.
- Porosidad.
- Esponjamiento.
- Humedad.
- Permeabilidad.
- Durabilidad o alterabilidad.
- Dureza y tenacidad.

Las propiedades mecánicas obtenidas con las pruebas de laboratorio, o ábacos son los siguientes:

- Resistencia a compresión simple.
- Resistencia a tracción.
- Resistencia al cizallamiento.
- Módulo de Young o elasticidad.
- Coeficiente de Poisson.
- Angulo de fricción de interna.
- Velocidad de propagación de ondas ultrasónicas.

2. **Recolección de datos de campo con pruebas IN SITU.**

- Perfil de rugosidad.

Se realiza mediante el uso de peine de Barton.

- Orientación de las discontinuidades.

Se realiza mediante el uso de brújula azimutal.

- Resistencia a compresión de macizo rocoso.

Se determina mediante el uso de picota del geólogo.

- Resistencia a compresión de discontinuidades.

Se determina mediante el uso de Schmidt.

3. **Mapeo geomecánico del macizo rocoso.**

Se realiza mediante el mapeo geomecánico por celdas o línea de detalle.

De acuerdo a las formulaciones hechas, de las clasificaciones geomecanicas por los diversos autores y en diversos periodos unos más antiguos y otros más actuales (como el caso RMR_{14} y MRMR), nos ha sido conveniente desarrollar una nueva tabla geomecánico el RMR_{18} y $MRMR_{18}$ (de manera que los parámetros establecidos se encuentran en la dicha tabla), que se encuentra en el anexo de tablas geomecánicas.

4. **Prueba de detonación de taladro a base de teoría de cráter.**

Cráter óptimo.

Determinación de la profundidad optima de la carga esférica.

$$D_o = D_b = \frac{\emptyset}{3} \times \sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \times RQD}}$$

Primera forma:

El radio optimo se obtiene mediante siguiente la ecuación.

$$R_O = D_O \times \sqrt{\sqrt{\frac{PoD}{\sigma_t \times RQD}} \times \left(\frac{\emptyset}{2 \times D_O}\right) - 1}$$

Determinación del volumen optimo roto.

$$V_o = \frac{\pi}{2} \times (R_o)^2 \times D_O$$

Longitud de carga, se tiene de la siguiente manera.

$$L_c = 6 \times \emptyset$$

Longitud de taladro, se formula con la siguiente ecuación.

$$L_{tal} = D_o + 3 \times \emptyset$$

Volumen del explosivo, denotado por.

$$V_e = \frac{3}{2} \times \pi \times (\emptyset)^3$$

Peso del explosivo, se expresa de la siguiente manera.

$$W_e = \rho_e \times V_e$$

Espaciamiento entre taladros (S): (para una desviación < 1%)

$$S_o = 2 \times R_o$$

Factor de carga, esta expresado de la siguiente manera.

$$F_c = \frac{W_e}{(S_o)^2 \times L_{tal}}$$

Radio practico de área de influencia del taladro.

Segunda forma:

La ecuación particular para calcular el radio de daño;

$$\frac{R_d}{r_{tal}} = 25 \times \sqrt{RBS_e} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

Tercera forma:

Otra manera de calcular el radio de daño, es mediante la presión de explosión

Como se detalla a continuación:

$$K_B = \frac{R_d}{r_{tal}} = 25 \times \sqrt{\frac{Pexp_e}{Pexp_{ANFO}}} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

Se conoce que;

$$PoD_e = \frac{\rho_e \times (VoD_e)^2}{4}$$

Y la relación entre la presión de explosión con la velocidad de detonación del explosivo es como sigue:

$$Pexp_e = \frac{\rho_e \times (VoD_e)^2}{8}$$

5. **Análisis del área de influencia por detonación de un taladro.**

Después de haberse realizado la prueba de detonación de taladros, se procederá en hacer la recopilación de datos e informaciones relevantes del caso, para luego ser analizados de la siguiente forma:

- **Medición del ángulo de dirección de la tensión principal mayor.**

En primer momento se identifica la figura geométrica generada por la prueba de detonación, puede ser que sea una figura circular, elipse (con dirección que este en 0 – 45° o de forma que este en dirección a 45 – 90°). En segundo lugar, se procede a medir el ángulo de inclinación de la elipse con respecto al eje imaginario horizontal y por último se mide la longitud del eje mayor y menor de la dicha elipse o circulo, como fuera el caso.

- **Determinación del Coeficiente de reparto de tensiones “k”.**

Con los datos obtenidos en la medición de la elipse respecto las longitudes del eje, se calcula el dicho constante “k” de la siguiente manera: $k = \frac{d}{D}$

- **Relación elipsoidal con la forma o sección excavada.**

Si la elipse tiende a inclinarse al eje vertical, por lo tanto, influye a la forma de la excavación de tipo baúl.

Si la elipse tiende a inclinarse al eje horizontal, por lo tanto, influye a una forma de excavación de tipo herradura.

Si la forma de área de influencia es circular, entonces, influye a la forma de tipo baúl o herradura.

En conclusión, se puede decir que la prueba de detonación de taladro dará como resultado una de las figuras geométricas mencionadas anteriormente, que servirán para medir las tensiones in situ, definiendo la forma estable de excavación, de acuerdo a la magnitud y dirección de las tensiones del lugar.

❖ **Dimensionamiento de las secciones de excavaciones.**

El dimensionamiento de la sección en la mayoría de los casos está en función de tipo de sección geométrico a emplearse (se obtiene de acuerdo al valor de "k"), el tipo de equipo a emplearse (en este caso la longitud de la base es manipulable, pero la altura de la dicha labor se hace de acuerdo a los valores obtenidos de "k"). En la siguiente ecuación se hace una relación con la forma de elipse encontrada y la dimensión de la sección de la labor.

Las ecuaciones establecidas son los siguientes:

Relacionando la forma de la sección con los valores obtenidos en la prueba.

$$\frac{h}{z} = \frac{b}{w}$$

De manera que se cumple;

$$w = d \times fcg \ ; \ z = {}^{D}/_{2} \ y \ k = \frac{d}{D}$$

Despejando y reemplazando las ecuaciones anteriores, tendremos que:

$$h = \frac{z}{w} \times b \ ; \ h = \frac{{}^{D}/_{2}}{d \times fcg} \times b \ ; \ h = \frac{1}{2 \times k \times fcg} \times b$$

Este radio está dado por la siguiente ecuación:

Ubicación de centro de curvatura respecto al piso.

$$h_g = \frac{2}{5} \times h$$

Por lo tanto, el radio de curvatura será:

$$R_c = h - h_g$$

Radio de curvatura del techo.

Donde:

z : Alto de sección sobrepuesta en la elipse.

w : Ancho de sección sobrepuesta en la elipse.

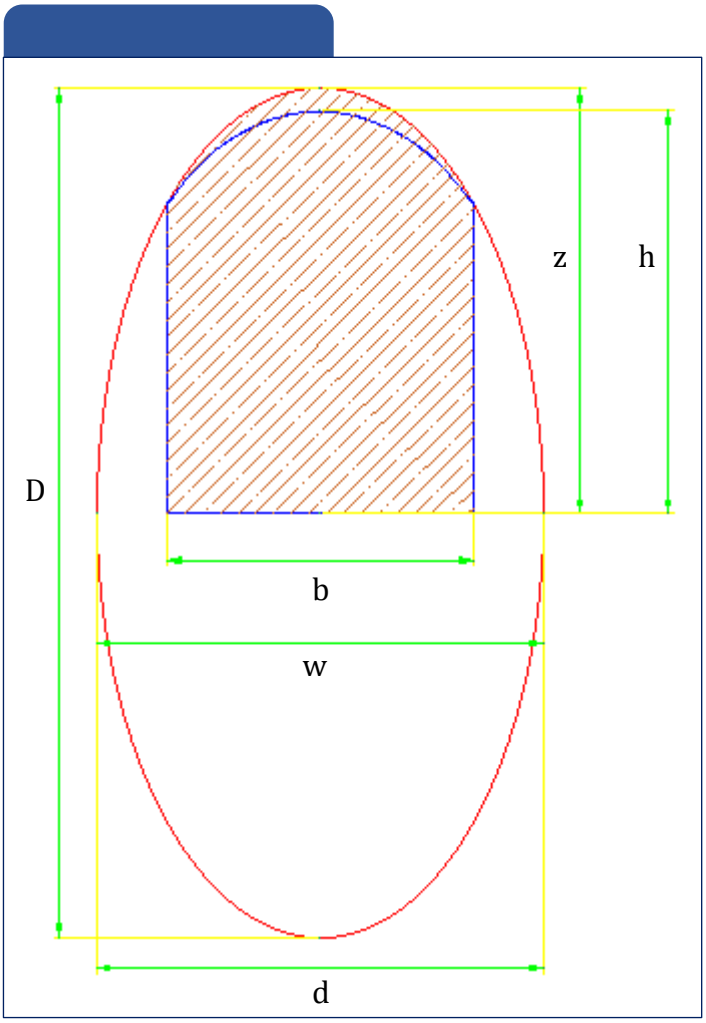
b : Ancho o base de la excavación en m.

h : Altura de excavación en m.

fcg : Factor de corrección geométrico que varía entre 0.75 a 0.83.

h_g : Es la distancia del piso a la línea de referencia de curvatura.

Figura N° 39: *Dimensionamiento de la sección tipo Baúl.*



Fuente: Propio *(2018).*

Las ecuaciones establecidas son los siguientes:

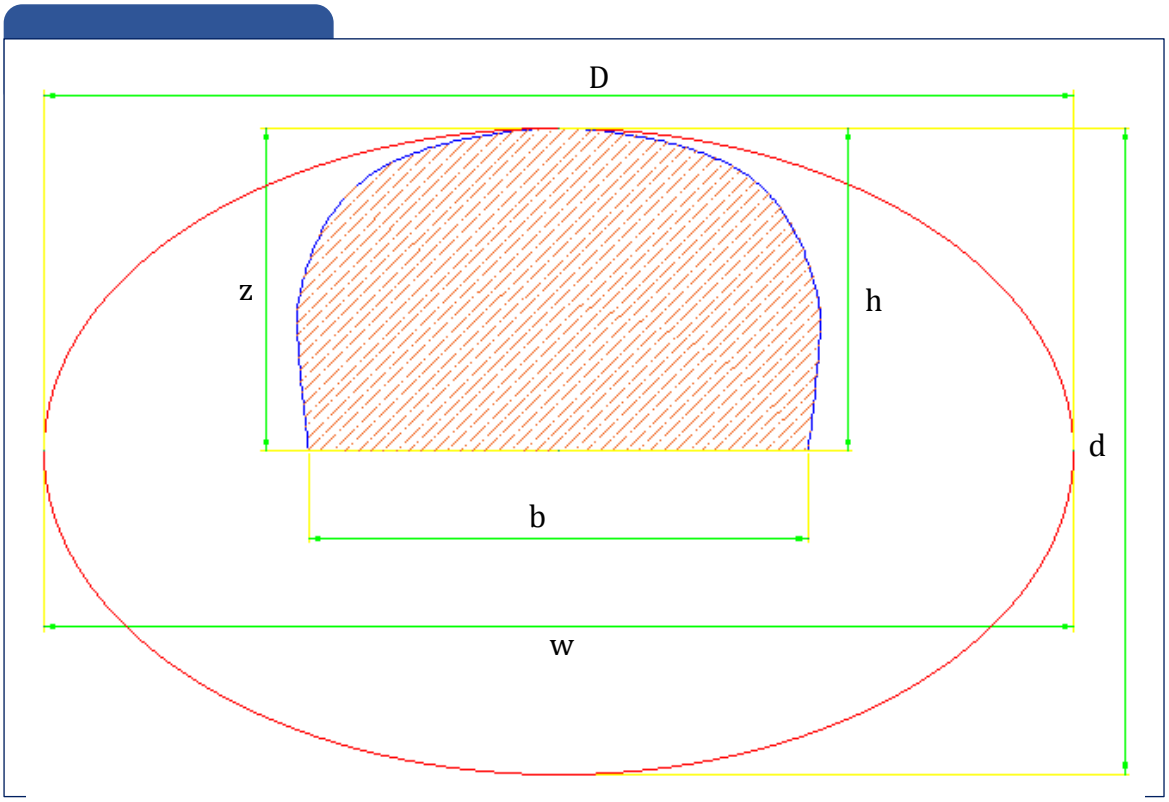
Relacionando la forma de la sección con los valores obtenidos en la prueba de detonación.

$$\frac{h}{z} = \frac{b}{w}$$

De manera que se cumple;

$$w = D \ ; \ z = {}^{d}/_{2} \ y \ k = \frac{D}{d}$$

Figura N° 40: *Dimensionamiento de la sección tipo Herradura.*



Fuente: Propio *(2018).*

Despejando y reemplazando las ecuaciones anteriores, tendremos que:

$$h = \frac{1}{2k} \times b$$

Las ecuaciones establecidas son los siguientes:

Relacionando la forma de la sección con los valores obtenidos en la prueba de detonación.

$$\frac{h}{z} = \frac{b}{w}$$

$$d = D;\ w = d\ ;\ z = D = d\ y\ k = \frac{d}{D} = 1$$

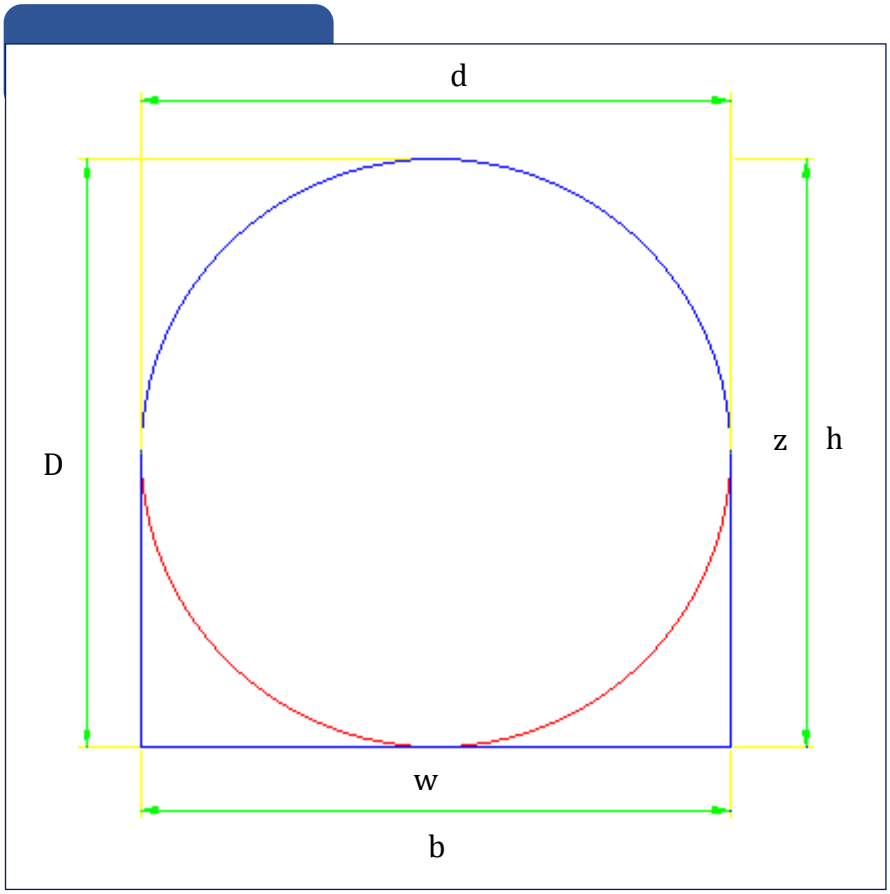
Despejando y reemplazando las ecuaciones anteriores, tendremos que:

$$h = \frac{z}{w} \times b$$

$$h = \frac{d}{D} \times b$$

$$h = b$$

Figura N° 41: *Dimensionamiento de la sección tipo Circular.*



Fuente: Propio *(2018).*

Otro caso excepcional es cuando $k = 0$, entonces se cumple que;

$$h = 2 \times b$$

De manera más resumida se puede llegar a que:

Cuando $k < 1$, entonces $h > b$

Cuando $k = 1$, entonces $h = b$

Cuando $k > 1$, entonces $h < b$

6. **Determinación de la forma y dimensión de la sección de la labor.**

La forma y la dimensión de la sección del frente de la labor, se determinará de acuerdo al valor obtenido de "k".

Por supuesto que el ancho de dicha labor, será manipulable, pero el alto será de acuerdo a la presencia de los esfuerzos principales mayores.

7. **Esfuerzos existentes en el macizo rocoso.**

❖ **Tensiones naturales (IN SITU).**

A medida que la profundidad de la excavación aumenta, los esfuerzos naturales en toda la masa rocosa también van incrementándose.

Esfuerzo vertical.

$$\sigma_v = \rho \times Z$$

Ajuste del valor de la tensión vertical IN SITU**.**

$$FA = 0.0055 \times (\theta) + 0.499$$

Donde:

FA : Factor de ajuste.

θ : Angulo de dirección de esfuerzos principales mayores medido en prueba de detonación de taladro (°)

Luego se parte a ajustar la tensión vertical, como sigue:

$$\sigma_v = \rho_r \times Z \times FA$$

Donde:

σ_v : Tensión vertical en Mpa.

ρ_r : Densidad de material sobreyacente en tn/m^3.

Z : Profundidad desde la superficie al lugar.

Calculo de coeficiente de reparto.

Según Terzaghi y Richards, proponen determinar el valor de "k" según en función al coeficiente de Poisson (υ).

$$k = \left(\frac{\upsilon}{1-\upsilon}\right)$$

Según Sheorey en 1994 desarrolla un modelo de esfuerzos, que permite estimar el valor "k" del esfuerzo horizontal con respecto al esfuerzo vertical de la siguiente manera.

$$k = 0{,}25 + 7E_h \times (0{,}001 + 1/Z)$$

Donde:

E_h : Es el módulo de elasticidad promedio en GPa de la roca de cobertura medido en la dirección horizontal.

Z : Es la profundidad con respecto a la superficie.

Según los autores Hoek y Brown, muestra que los valores "k" están basado en la relación de esfuerzo medio horizontal y vertical, contra la profundidad debajo de la superficie; de forma que estos valores se encuentran dentro de los limites definidos por:

$$\frac{100}{Z} + 0.3 < k < \frac{1500}{Z} + 0.5$$

Esfuerzo horizontal.

La ecuación según Hoek y Brown está dado por:

$$\sigma_h = k \times \sigma_v$$

❖ **Esfuerzos inducidos.**

De otra forma se puede decir que se la ejecución de una excavación en un macizo rocoso, los esfuerzos in situ existentes sufren una redistribución creándose un nuevo campo de esfuerzos inducidos en el macizo circundante a la excavación.

Cuando se realiza una excavación subterránea, en la masa rocosa, se rompe el campo de esfuerzos naturales y se induce un nuevo estado de esfuerzos en la roca circundante a la excavación (denominado esfuerzos inducidos). De manera que conforme se avance las excavaciones, los esfuerzos inducidos pueden concentrarse en ciertos lugares de las excavaciones, en otros pueden disiparse. Particularmente en las áreas de concentración de esfuerzos, éstos pueden exceder la resistencia de la roca. Como consecuencia, se genera problemas de inestabilidad en la masa rocosa de las excavaciones. Asimismo, crea problemas potenciales de caída de rocas.

❖ **Resistencia de matriz rocosa (roca intacta).**

Se puede evaluar mediante los criterios de rotura:

De Mohr-Coulomb que es un criterio lineal.

De Hoek y Brown que es un criterio no lineal.

Estos criterios de evaluación son tanto para matriz rocosa y macizo rocoso.

La resistencia de la matriz rocosa isotrópica se puede evaluar mediante los siguientes criterios:

Criterio de Mohr – Coulomb.

$$\tau = c + \sigma_n \times \text{tg}(\phi)$$

Donde:

$\tau \; y \; \sigma_n$: Son las tensiones tangenciales y normales sobre el plano de rotura.

$c \; y \; \phi$: Son la cohesión y ángulo de rozamiento de la matriz rocosa.

$$\sigma_n = 0.5 \times (\sigma_1 + \sigma_3) + 0.5 \times (\sigma_1 - \sigma_3) \times \cos(2\theta)$$

$$\sigma_1 = \frac{2 \times c \times cos(\phi) + \sigma_3 \times \big(1 + sen(\phi)\big)}{1 - sen(\phi)}$$

$$\sigma_{ci} = \frac{2 \times c \times cos(\phi)}{1 + sen(\phi)}$$

Criterio de falla de Hoek – Brown.

Criterio empírico de rotura no lineal válido para evaluar la resistencia de la matriz rocosa isótropa en condiciones triaxiales.

$$\sigma_t = \frac{1}{2}\sigma_{ci}\left(m_i - \sqrt{{m_i}^2 + 4}\right)$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i \times \sigma_{ci} \times \sigma_3 + {\sigma_{ci}}^2}$$

Donde:

$\sigma_1\ y\ \sigma_3$: Son los esfuerzos principales mayor y menor en rotura.

σ_{ci} : Es la resistencia a compresión simple de la ***matriz rocosa*** que se obtiene en las ***pruebas de ensayo.***

m_i : Es una constante que depende de las propiedades de la matriz rocosa, se obtiene mediante el Abaco.

❖ **Resistencia del macizo rocoso.**

Criterio de rotura para macizo rocosos isotrópicos de Hoek y Brown.

Criterio de rotura para macizo rocosos anisotrópicos de Hoek y Brown, está definido como:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \times \left(m \times \frac{\sigma_3}{\sigma_1} + s\right)^a$$

Los valores de m y s, se pueden obtener de dos formas muy clásicas.

Forma 1:

Con la "Tabla de Relaciones aproximadas entre la calidad de los macizos rocosos y los valores de las constantes m y s", para el caso de este será:

También existe una tabla denomina "Tipo de roca y el valor constante mi para la matriz rocosa", lo cual ovinamente sirve para calcular el valor de mí.

Forma 2:

En esta forma, la determinación es más analítico, de manera que determina para macizos rocosos disturbados por la voladura:

El valor de GSI es:

$$RMR_{14} = 1.1 \times GSI + 3.5$$

$$m = m_i \times e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)}$$

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\left(\frac{GSI}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)}\right)$$

Con estos valores se calcula la resistencia a la tracción:

$$\sigma_{tmr} = -\frac{s \times \sigma_{ci}}{m}$$

$$\sigma_{cmr} = \sigma_{ci} \times s^a$$

Para calcular los esfuerzos mayores y menores principales del macizo rocoso se tienen los constantes conocidos:

❖ **Resistencia de las discontinuidades.**

Si la pared está alterada, como ocurre habitualmente, el valor de JCS puede obtenerse a partir de los resultados del esclerómetro sobre la pared de la junta, mediante la expresión:

$$JCS = \sigma_{cdiscont}$$

$$\log(JCS) = 0.00088 \times \gamma_{roca} + 1.01$$

Coeficiente de rugosidad de la junta, JRC

El coeficiente JRC depende de la rugosidad de las paredes de la discontinuidad, y varía entre 1 y 20. Se puede obtener a partir de:

❖ **Módulo de deformabilidad del macizo rocoso.**

Para determinar la deformación del macizo rocoso de acuerdo a los ábacos según Hoek et al. (2002) está dado por:

$$E_{rm}(Gpa) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \times \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \times 10^{\frac{GSI-10}{40}} ; si\ o\ solo\ si\ \sigma_{ci} \leq 100Mpa$$

$$E_{rm}(Gpa) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \times 10^{\frac{GSI-10}{40}} ; si\ o\ solo\ si\ \sigma_{ci} > 100Mpa$$

Para determinar la deformación del macizo rocoso de acuerdo el valor de deformabilidad obtenido según el resultado del laboratorio según Hoek & Diederichs (2006) está dado por:

$$E_{rm} = E_i \times \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60+15D-GSI}{11}}}\right)$$

❖ **Módulo de Poisson del macizo rocoso.**

Para determinar el módulo de Poisson del macizo rocoso de acuerdo el valor de Modulo de Poisson obtenido según el resultado del laboratorio, está dado por:

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times GSI + \upsilon_i + 0.2$$

Para determinar el módulo de Poisson del macizo rocoso de acuerdo la prueba empericas, está dado por:

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times GSI + 0.003 \times m_i + 0.457$$

Donde:

υ_i : Modulo de Poisson de la roca intacta.

m_i : cte. Que se obtiene de acuerdo al tipo de roca, en una tabla.

❖ **Angulo de fricción y constante de cohesión del macizo rocoso.**

Del criterio generalizado de Hoek – Brown, tengo las siguientes ecuaciones y los anteriores calculados como sigue:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci}\left(m_b \times \left(\frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}}\right) + s\right)^a$$

$m_b = m;\ s;\ a$, se calculan de acuerdo a las ecuaciones establecidas para el cálculo de resistencia del macizo rocoso.

Por lo tanto, los cálculos de los parámetros equivalentes serán:

$$\sigma_{cm} = \frac{\sigma_{ci} \times [m_b + 4 \times S - a \times (m_b + 8 \times S)] \times \left(\frac{m_b}{4} + S\right)^{a-1}}{2 \times (1 + a) \times (2 + a)}$$

$$\sigma_3 = 0.47 \times \sigma_{cm} \times \left(\frac{\sigma_{cm}}{\gamma \times H}\right)^{-0.94}$$

$$\sigma_{3n} = \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}}$$

Luego se reemplazan en las siguientes ecuaciones principales:

Constante de cohesión del macizo rocoso.

$$c_{mr} = \frac{\sigma_{ci} \times [(1 + 2a) \times S + (1 - a) \times m_b \times (\sigma_{3n})] \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{(1 + a) \times (2 + a) \times \sqrt{1 + \left[\frac{6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{(1 + a) \times (2 + a)}\right]}}$$

Angulo de fricción del macizo rocoso.

$$\emptyset_{mr} = arcsen\left(\frac{6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{2 \times (1 + a) \times (2 + a) + 6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}\right)$$

8. **Cálculos generales para el diseño.**

Para tener informaciones más completas, a continuación, se detallarán de la siguiente manera:

Área de la sección.

$$A = b \times h \times Fcgs$$

Donde:

b : Longitud de base de la sección.

h : Longitud de altura de la sección.

$Fcgs$: Factor de corrección geométrico.

Cálculo de la longitud e taladro.

Para determinar dicha longitud de taladro se argumenta como sigue.

La primera es del ing. Rene Ojadas, señala que la perforación en los frentes como galería, subniveles, cruceros, rampas entre otros, debe cumplirse la siguiente relación para determinar la longitud del taladro.

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

Eficiencia de perforación.

Es la relación entre la longitud de barreno y longitud de taladro, expresado en porcentaje, que en la mayoría de los casos varía entre 85% – 95%; que queda expresado de la siguiente manera:

$$E_p = \frac{L_{tal}}{L_b} \times 100$$

Donde:

L_b : Longitud de barreno.

L_{tal} : Longitud de taladro.

Eficiencia de voladura.

Es la relación de avance efectivo con la longitud de taladro expresado en porcentaje, que en la mayoría de los casos varía entre 90% – 95%; que queda expresado de la siguiente manera:

$$E_v = \frac{L_{tal}}{L_{av}} \times 100$$

Donde: L_{av} ; Longitud de avance efectivo.

9. **Determinación de numero de taladros por frente.**

Para diseñar la malla de perforación, es necesario que, en la primera instancia, se conozca de manera general, de cuánto va ser el número de taladros que se va tener en un frente completo. Esto se hace con la noción de que se tenga una idea en las distribuciones de los taladros en el frente.

Para el cual, se utiliza las formulaciones que se han propuesto anteriormente, de calcular el número de taladros por frente, en función al valor de RMR.

$$N°tal = \frac{4 \times \sqrt{S}}{(0.7664 - 0.0033 \times RMR)} + S \times (0.0165 + 0.6681 \times RMR) + 5$$

Donde:

S : Área de la sección.

RMR : Calidad del macizo rocoso.

10. **Calculo de constantes y factores.**

Calculo de parámetros de los explosivos.

- **Potencia:**

Potencia Absoluta por Peso (AWS).

Potencia Absoluta por Volumen (ABS).

$$ABS = AWS\ x\ \rho_e$$

Potencia Relativa por Peso (RWS).

$$RWS = \frac{AWS_{explosivo}}{AWS_{ANFO}} \times 100$$

Para calcular la potencia relativa por peso respecto al ANFO, se tiene que, usar la siguiente ecuación:

$$RWS_{LBF} = \frac{5}{6} \times \frac{Q}{Q_o} + \frac{1}{6} \times \frac{V}{Vo}$$

$$RWS_{ANFO} = \frac{RWS_{LBF}}{0.84}$$

Donde:

RWS_{LBF}: Potencia relativa por peso respecto a la dinamita LBF.

Q : Calor de explosión del explosivo a usarse (MJ/kg).

V : Volumen de gases liberados por el explosivo a ser usado (m3/Kg).

Q_o : Calor de explosión de la dinamita LBF (5.00 MJ/kg).

Vo : Volumen de gases liberados por la dinamita LBF (0.850 m3/kg).

RWS_{ANFO} : Potencia relativa por peso respecto al ANFO

Potencia Relativa por Volumen (RBS).

$$RBS = \frac{ABS_{explosivo}}{ABS_{ANFO}} \times 100$$

- Presión de detonación.

Primera forma:

$$P_o D_e(Kpa) = \frac{\rho_e \times V_o {D_e}^2}{4}$$

Donde:

ρ_e : Densidad de explosivo expresado en g/cc

V_oD_e: Velocidad de detonación expresado en m/s

Consumo especifico del explosivo propuesto por Ashby.

En función a RMR:

$$Ce = \frac{0.56 \times \rho_r \times \text{tg}\left(5 + \frac{RMR}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

En función a GSI:

Teniendo en cuenta que;

$$RMR = GSI + 5$$

Entonces;

$$Ce = \frac{0.56 \times \rho_r \times \text{tg}\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

Ce : Consumo especifico de explosivo (kg/m^3)

ρ_r : Densidad de la roca (TM/m^3)

Constante de roca.

El constante de roca generalizada se plantea de la siguiente manera:

$$C = 0.8784 \times Ce + 0.0052$$

Factor de roca (A).

$$A = 96.667 \times Ce^3 - 138.5 \times Ce^2 + 75.883 \times Ce - 4.41$$

Índice de volabilidad de Lilly (BI).

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

Factor de energía (FE).

$$FE = 30 \times Ce$$

11. **Diseño de taladros de malla de perforación.**

11.1. **Cálculos generales para el diseño.**

Longitud de taladro.

$$L_{tal} = L_b \times E_p$$

Longitud avance.

$$L_{av} = L_{tal} \times E_v$$

Error de perforación.

$$Er_p = \alpha \times L_{tal} + ℮$$

Donde:

α : Desviación angular (m/m)

℮ : Error de emboquille (m)

Base de factor de seguridad.

11.2. **Diseño de arranque.**

Calculo de diámetro equivalente y numero de los taladros de alivio.

Longitud de avance requerido en función a la eficiencia de perforación y voladura (Lar).

$$Lar = L_{av}$$

Calculo del diámetro equivalente ($\emptyset_{eq}$).

$$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$$

Longitud de avance esperado en función del diámetro equivalente (Lae).

$$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$$

Análisis de avance.

INICIO

Leer $\emptyset_a$, L_b, E_p, E_v decimales

$Nta = 1$

$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$

$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$

Mientras que $Lae < Lar$ *hacer que*

$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$

$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$

$Nta = Nta + 1$

Fin de mientras

Escribir Nta, $\emptyset_{eq}$, Lae

FIN

Calculo de burden.

Burden máximo equivalente.

$$B_{aq} = B_t = \frac{\pi \times \emptyset_{eq}}{2} = 1.57 \times \emptyset_{eq}$$

Burden practico.

$$B_p = B_t$$

Burden nominal:

$$B_n = 2 \times B_{p1}$$

Calculo de diámetro de alivio.

Diámetro de alivio máximo:

$$\emptyset_{\max alivio} = \frac{B_{p1}}{\pi}$$

Diámetro de alivio mínimo:

$$\emptyset_{\min alivio} = \emptyset_{tal\ alivio}$$

Longitud de taco.

$$Lt = 10 \times \emptyset_c$$

Factor de carga.

$$F_c = \frac{\emptyset_e^2 * L_e * N_{cart}}{\emptyset_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Acoplamiento del explosivo.

$$A_e = \frac{\emptyset_e}{\emptyset_{tal}}$$

Calculo de ancho de cara libre generada por dicho arranque.

En este apartado, se determina, de acuerdo al tipo de arranque (corte) que se va utilizar, de manera que se tenga una figura geométrica notable, y su ancho seria esta mediada de A_{h1}.

Con el cálculo teórico.

Calculo de longitud de carga.

Longitud de taco.

$$L_t = 10 \times \emptyset_c$$

Longitud de carga.

De manera que se cumpla que:

$$L_c \leq \ ¾ \times L_{tal}$$

Entonces;

$$L_c = L_{tal} - L_t$$

$$L_c = L_{cc} + L_{cf}$$

Calculo de concentración de carga lineal de explosivo.

Si la carga es de mismo tipo de explosivo ya sea carga de fondo y columna, se utilizará la siguiente formula.

$$q_{aq} = 55 \times \emptyset_c \times \left[\frac{B_t}{\emptyset_{eq}}\right]^{1.5} \times \left[B_t - \frac{\emptyset_{eq}}{2}\right] \times \left[\frac{c}{0.4}\right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$$A_{h1} = \sqrt{2} \times B_{p1}$$

Diseño geométrico de la distribución de los taladros de arranque.

Según la dirección del esfuerzo principal mayor se diseñará el arranque, tal que se tenga taladros de alivio en dirección a dichos esfuerzos principales (la ubicación de los taladros de alivio debe estar alineado en dirección al esfuerzo principal mayor).

11.3. **De ayudas y sub -ayudas.**

Para las ayudas y subsiguientes ayudas de la malla de perforación, se usa la distribución geométrica rombo cuadrado inscrito, donde se cumple que la cantidad de cuadrantes depende de que el ancho del último cuadrante (A_{hi}) debe ser menor o igual a la raíz del avance, expresado como sigue:

$$A_{hi} \leq \sqrt{L_{ar}}$$

Por lo tanto, a continuación, detallamos para cada uno de estas ayudas.

<u>Para taladros de ayuda.</u>

Para calcular esta sección, se utiliza la cara libre generada por el arranque, que presenta el siguiente dimensionamiento de anchura "A_{h1}" y que se conocen las concentraciones lineales de carga "$q_1 = q_{ay}$.

Burden máximo equivalente.

$$B_{ay} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_{h\,(i-1)} \times q_{aq} \times RWS_{ANFO}}{\phi_c \times c}}$$

El burden practico para esta sección es de la siguiente manera:

$$B_{ayp} = B_{ay} - Er_p$$

La dimensión de cara libre teorico será de la siguiente manera.

$$A_{h2} = \sqrt{2} \times \left(\frac{A_{h1}}{2} + B_{ayp}\right)$$

Calculo de concentración de carga lineal de explosivo.

Calculando las restricciones necesarias:

Existen algunas restricciones en cuanto a "B_{ay}" ya que debe satisfacer:

$$B_{ay} \leq 2 \times A_{h2}$$

Entonces la concentración lineal será:

$$q_{ay} = \frac{32.3 \times \emptyset_c \times c \times B_{ay}}{RWS_{ANFO} \times \text{sen}\left[Arctg\left(\frac{A_{h2}}{2 \times B_{ay}}\right)\right]}$$

Calculo de longitud de carga.

De manera que es la misma que de los taladros de arranque.

Espaciamiento.

$$E_{real} = \frac{B_{ay}}{1.11}$$

11.4. **Diseño de arrastre.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

De manera que se cumple que;

$$f = 1.45 \; y \; S/B = 1$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1 \times B_t$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma)$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{b}{E_{cg}}\right)$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{b}{N°\ tal}$$

11.5. **Diseño de corona.**

Cálculo de burden.

En caso que la voladura no sea controlada, los cálculos se realizan como de los arrastres, con siguiente ecuación:

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f(S/B)}}$$

Donde:

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación $S/B = 1.25$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma)$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{Larc}{E_{cg}}\right)$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{Larc}{N°\ tal}$$

11.6. **Diseño de cuadradores.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

Dónde:

f = 1.45

S/B = l.25

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma)$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{h_h - B_{ar\,p}}{E_{cg}}\right)$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{h_h - B_{ar\,p}}{N°\ tal}$$

11.7. **Diseño de auxiliares de arrastre.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

De manera que se cumple que;

$$f\ =\ 1.45\ \ y\ \ S/B\ =\ 1.25$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma)$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{b - 2 \times B_{cuad}}{E_{cg}}\right)$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{b - 2 \times B_{cuad}}{N°\ tal}$$

11.8. **Diseño de auxiliares de corona.**

Cálculo de burden.

En caso que la voladura no sea controlada, los cálculos se realizan como de los arrastres, con siguiente ecuación:

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f(S/B)}}$$

Donde:

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación $S/B = 1.25$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma)$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{Larc\ dis}{E_{cg}}\right)$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{Larc\ dis}{N°\ tal}$$

11.9. **Diseño de auxiliares de cuadradores.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

Dónde:

$$f\ =\ 1.45\ y\ S/B\ =\ l.25$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma)$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{\left(h_h - B_{ar\,p}\right) - \left(B_{ar\,ax\,p} + B_{c\,ax\,p}\right)}{E_{cg}}\right)$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{h_h - B_{ar\,p}}{N°\ tal}$$

12. **Diseño de carguío de explosivos.**

Cálculos generales

Longitud de taladro y Metraje de avance lineal.

$$L_{tal}\ y\ \ L_{av}$$

Volumen roto por disparo.

$$V_{roto} = A \times L_{av} \times F_{esp}$$

Volumen in-situ.

$$V_{insitu} = A \times L_{av}$$

Tonelaje rotas por disparo.

$$Tn = A \times L_{av} \times \rho_r$$

Factor de carga total por disparo.

El factor de carga es determinado a base de la clasificación geomecanica RMR, como tenemos lo siguiente;

$$F_c = \frac{kg\ de\ explosivo\ total}{V_{insitu}}$$

$$F_c = FC = 0.0302 \times RMR - ln\left(S^{(0.0047 \times RMR + 0.2775)}\right) + 1.1615$$

Carga total por disparo.

$$Q_t = F_c \times V_{insitu}$$

Factor de potencia.

$$F_p = \frac{Q_t}{Tn}$$

Factor de carga total lineal.

$$F_{cl} = \frac{Q_t}{L_{av}}$$

Numero de cartuchos por disparo.

$$N°\ cart\ disparo = \frac{Q_t}{Peso\ unitario\ del\ expl.(kg)}$$

Cantidad promedio de explosivo por taladro.

$$Q_e = \frac{Q_t}{N°tal}$$

$$N°cartprom/tal = \frac{N°cart\ disparo}{N°tal}$$

Cantidad de explosivo (número de cartucho) para de diseño de malla.

La asignación de la cantidad de explosivos por taladro, se hace a base de las áreas de influencia generada por taladro, la disposición de cara libre y por ultimo lo más importante la secuencia del encendido.

Como una referencia se tomó los siguientes criterios:

Para arranque:

$$kg\ expl/tal = Factor(1.3)\ \times (kg\ expl\ prom/tal)$$

Para ayudas y subayudas:

$$kg\ expl/tal = Factor(1.1) \times (kg\ expl\ prom/tal)$$

Para cuadradores:

$$kg\ expl/tal = Factor(0.9) \times (kg\ expl\ prom/tal)$$

$$N°\ cart/tal = \frac{kg\ expl/tal}{Peso\ unitario\ del\ expl.(kg)}$$

Para producción:

$$kg\ expl/tal = Factor(0.3) \times kg\ expl\ prom/tal$$

Para corona:

$$kg\ expl/tal = Factor(0.3) \times kg\ expl\ prom/tal$$

Para arrastre:

$$kg\ expl/tal = kg\ de\ explosivos\ total - \sum kg\ de\ expl\ de\ los\ demás$$

13. **Calculo de burden nominal y factor de seguridad.**

Factor de seguridad.

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

Para taladros de carga con el mismo tipo de explosivo.

$$P_o D_{tal} = P_o D_e \times F_c \times A_e$$

$$B_n = 2 \times B_t$$

$$F_s = \frac{P_o D_e \times F_c \times A_e}{\left(\frac{B_n}{\emptyset} - 1\right) * \sigma_r * RQD}$$

Factor de carga.

$$F_c = \frac{\emptyset_e^2 * L_e * N_{cart}}{\emptyset_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Acoplamiento del explosivo**.**

$$A_e = \frac{\emptyset_e}{\emptyset_{tal}}$$

Factor de seguridad.

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

Para taladros de carga con el mismo tipo de explosivo.

$$P_o D_{tal} = P_o D_e \times F_c \times A_e$$

$$B_n = 2 \times B_t$$

$$F_s = \frac{P_o D_e \times F_c \times A_e}{\left(\frac{B_n}{\emptyset} - 1\right) * \sigma_r * RQD}$$

14. **Diseño de malla en AutoCAD.**

Con los datos obtenidos en los cálculos analíticos, se hace el diseño de malla de perforación en software AutoCAD, para su posterior análisis y ajuste respectivamente.

15. **Análisis y ajuste de la malla de perforación.**

- **Área de influencia de los taladros.**

Se determinan las áreas de influencia generadas por cada uno de los taladros en el frente de perforación, para sus respectivos análisis.

- **Ajuste de número y ubicación de los taladros.**

De acuerdo al área de influencia generada por cada uno de los taladros de perforación, se realiza el ajusten tanto en el número de taladros y ubicación de los taladros.

16. **Análisis de la fragmentación del material volado.**

Según la fórmula de Kuz-Ram

Teoría de distribución de tamaño (Rosin & Rammler, 1933).

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n}$$

La expresión para "n" desarrollada por Cunningham (1987) a partir de pruebas de campo para ***un solo tipo de explosivos*** es:

$$n = \left(2.2 - 14 \times \frac{B}{\emptyset_{tal}}\right)\left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5}\left(1 - \frac{\alpha}{B}\right)\left(\frac{L_c}{L_{tal}}\right)$$

Calculo de **tamaño característico**, se determina con la siguiente ecuación.

$$X_c = \frac{X_{50}}{(0.693)^{1/n}}$$

Por teoría de rotura de Kuznetsov 1973, se calculará el **valor de tamaño medio** de fragmento, con la siguiente ecuación:

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{\frac{19}{30}} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}}$$

$$X_{50} = A \times K^{-0.8} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Para determinar el **factor de roca (A)**, se aplicar la teoría de correlación de lilly 1986-1992, u otra forma es por la relación de constante de roca, que este también está en función de concentración de carga especifica.

Y finalmente para calcular la **potencia relativa en peso** (RWS_{ANFO}), se hara mediante la teoría de detonación del explosivo, Tidman.

En este caso, para un análisis mejor se debe realizarse para cada nomenclatura de distribución de los taladros en la malla de perforación.

- Para taladros de arranque.
- Para taladros de ayuda y subayuda.
- Para taladros de arrastre.
- Para taladros de cuadradores.
- Para taladros de corona.
- Para taladros auxilares de arrastre.
- Para taladros auxiliares de cuadradores.
- Para taladros auxiliares de corona.
- Taladros auxilares de relleno.

Análisis digital de imágenes de roca fragmentada por voladura y su calibración.

Análisis de fragmentación mediante la edición y dimensionamiento de imagines digitales.

Una manera de hacer la medición de los fragmentos de la voladura es a través de la edición de imagen (De manera que esta imagen contenga un objeto de cierto diámetro como

una referencia para su medición); Dicho imagen para el análisis debe estar sometido a líneas de contorno, para que cuando se importe en el AutoCAD se convierta en curvas de contorno suavizado, esto se hace con el fin de que se pueda medir aleatoriamente los tamaños de los fragmentos del material volado, para su respectivo análisis granulométrico.

Procesos que se debe seguir para analizar el tamaño de partícula de material fragmentado:

Colocar un objeto de referencia, que puede ser una bola de un cierto diámetro.

Tomar la foto en el frente de la labor, después de la voladura.

Editar la foto en FotoShop u otro tipo de programa, de forma que la imagen se convierta en imagen a base de lápiz o líneas de contorno.

Luego importar en el AutoCAD raster, para convertir las líneas de contorno en líneas editables suavizadas por dicho programa.

Prosiguiendo se hace la medición aleatoria de los fragmentos individuales de la imagen, registrándolo en una tabla de datos en Excel.

Finalmente, con las datas obtenidas se hace el análisis correspondiente de la granulometría resultante del material volado.

17. **Análisis de la estabilidad de las aberturas subterráneas después de la voladura.**

Para detallar este tipo de análisis, se fundamenta en el análisis de la sobrerotura de las aberturas subterráneas después de la voladura.

Para calcular el dicho sobre rotura tendremos que tomar en cuenta la *sección diseñada de la labor y la sección real post voladura* que se obtiene mediante el levantamiento topográfico.

La sobrerotura se puede calcular mediante la siguiente formula experimental:

$$S_r(\%) = \frac{R_r - R_t}{R_t}$$

$$R_r = A_r \times L$$

La Rotura real se calcula con el producto del promedio de la sección de inicio y la sección final de la voladura con el avance del disparo.

$$A_r = \frac{S_f - S_i}{2}$$

18. **Análisis de avance lineal.**

Dicho análisis se fundamente principalmente en los resultados la voladura después de un disparo, que propiamente tiene que ver con las eficiencias de perforación y voladura.

En este parte se meden los avances lineales, de todas las pruebas realizadas, durante la ejecución de las labores asignadas.

19. **Análisis de proyección del material volado.**

En este apartado detallaremos las proyecciones del material fragmentado dejado por la voladura, de manera que esta proyección se determine midiendo la distancia de alcance de material con respecto al frente nuevo generado. Para su mayor explicación objetamos a continuación:

Para determinar la relación entre la distancia proyectada horizontal y la distancia proyectada vertical del perfil de desplazamiento, se realiza haciendo las mediciones de las siguientes variables:

Longitud de desplazamiento horizontal.

Altura de espacio libre, que es la distancia del techo al material.

Altura de desplazamiento vertical, que es la diferencia de la altura de la labor con la altura de espacio libre.

De esta correlacion de distancia y altura se puede obtener una función de desplazamiento, que propiamente se detallara en los cálculos posteriores de dicha investigación.

20. **Ubicación del centro (línea de dirección) y gradiente (línea de gradiente) del frente.**

Para el replanteo del diseño de malla de perforación en el frente de trabajo se parte con la ubicación del eje central, que se ubica propiamente en la mitad de la sección de manera vertical, luego se procede con la ubicación de la gradiente de la sección, que es la distancia que parte del piso hacia una altura establecida según el avance (en la mayoría de los casos es de un metro).

Tener presente, que el pintado de la gradiente, se debe realizarse 4m atrás para el control de la inclinación de los taladros del mismo modo para el pintado del eje de dirección se debe pintar 4m, hacia atrás para el control del techo y control de la sección de frente.

21. **Realizar el pintado de malla de perforación.**

Pintado de la Sección: Considerando el punto de dirección, medir ambos lados de acuerdo al ancho programado de la labor y pintarlo, y considerando el punto de gradiente pintar la delimitación del techo luego considerar la radio curvatura de la bóveda de acuerdo

al diseño. Antes de iniciar el trabajo asegúrese de tener a la mano las herramientas necesarias.

2.1.3.8. Análisis de la estabilidad de las aberturas subterráneas.

Este análisis se hace a través de sobrerotura (overbreak), con los contornos de la sección de la labor.

La sobrerotura es un problema que se genera en labores desarrollo, preparación y explotación concerniente a la de avance y producción, debido a una voladura no controlada que se le aplica, la cual es influenciada por las estructuras geológicas sobre el perfil de excavación, existiendo factores que provocan sobreexcavacion y caída de rocas como:

- ❖ Dimensionamiento incorrecto de la sección de labor.
- ❖ Diseño incorrecto del factor de carguío.
- ❖ Diseño de malla de perforación inapropiada a la condición de la roca.
- ❖ Inapropiada selección del explosivo, según el tipo y condición de la roca.

Esta tiene un efecto negativo en cuanto a costos adicionales de limpieza, acarreo, transporte y sostenimiento. Sin embargo, para controlar la sobrerotura se deben debe realizar más taladros en el contorno para reducir el daño al macizo rocoso especialmente en la corona, lo cual genera un costo extra de perforación, pero se disminuye en los efectos negativos anteriormente mencionada. Además, el costo de sostenimiento es directamente proporcional a la sobre rotura. Se debe tener en cuenta estos puntos para aplicar voladura controlada en los contornos especialmente en la corona o alzas.

Cálculo matemático de la sobrerotura

Para calcular la sobre rotura tendremos que tomar en cuenta la *sección diseñada de la labor y la sección real post voladura* que se obtiene mediante el levantamiento topográfico.

La sobrerotura se puede calcular mediante la siguiente formula experimental:

$$S_r(\%) = \frac{R_r - R_t}{R_t}$$

$$R_r = A_r \times L$$

Donde:

S_r : Sobrerotura, en %

R_r : Rotura real, en m^3

R_t : Rotura teórica, m^3

A_t : Sección diseño o teórica de la labor, en m^2

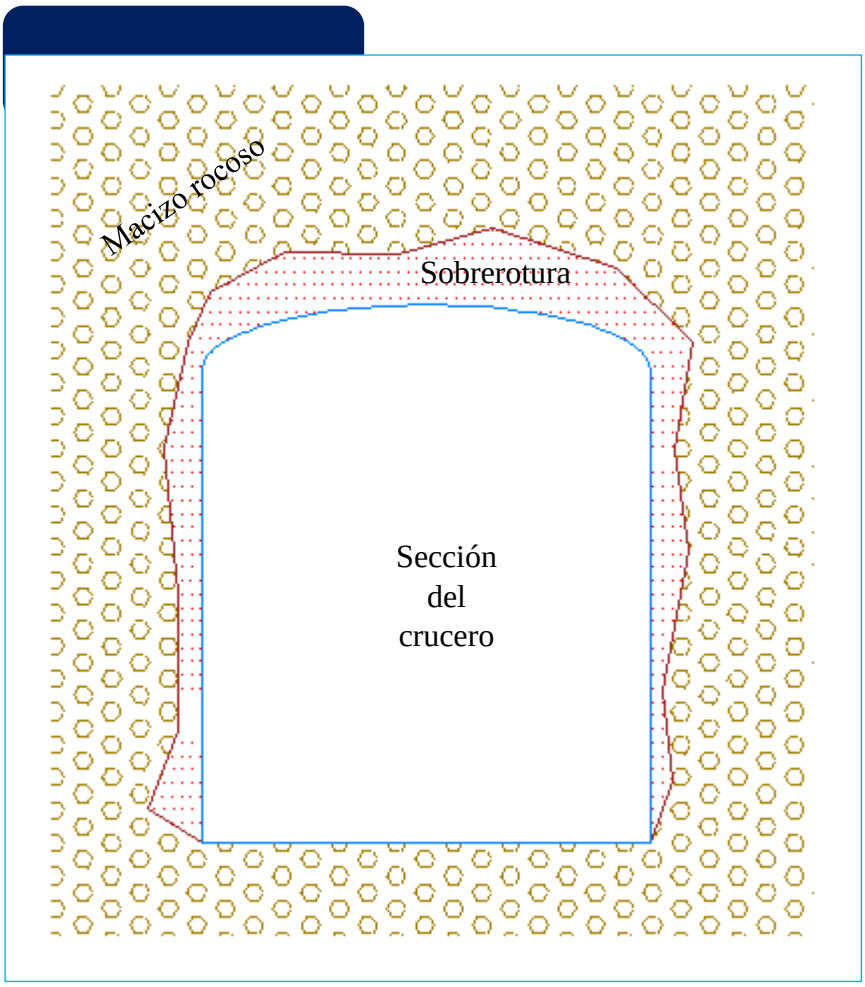
A_r : Sección promedio de la labor después de la voladura, en m^2

L : Avance ejecutado (m).

La Rotura real se calcula con el producto del promedio de la sección de inicio y la sección final de la voladura con el avance del disparo.

$$A_r = \frac{S_f - S_i}{2}$$

Figura N° 42: *Esquema de sobrerotura de una galería horizontal.*



Fuente: *Propio (2019)*

2.1.3.9. Análisis de fragmentación.

1. **Evaluación de fragmentos.**

La medición de la fragmentación por voladura es una adición reciente a una extensa familia de aplicaciones de la granulometría. Sin embargo, mientras las partículas pequeñas se pueden medir en laboratorios a través del tamizaje, la centrifugación, la

sedimentación, o la microscopía óptica, sólo los métodos ópticos digitales (foto análisis) alcanzan algún valor cuando los fragmentos son más grandes, como sucede con las voladuras, la introducción del foto análisis como herramienta viable y práctica ha tenido que esperar mejoramientos drásticos recientes en la velocidad, desempeño y costo de cámaras de vídeo y microcomputadoras y, por otro lado, el desarrollo de sistemas de software que puedan reconocer fragmentos de bordes en el material volado, y distinguir un fragmento de otro. (*Esteban Ingaroca,1999)*

Predicción de la fragmentación.

El grado de fragmentación es un término que se utiliza para definir la distribución granulométrica del material volado. Según el tipo de proyecto que se desarrolle la granulometría deseada de la roca puede ser muy diferente. Como en el caso de una minería subterránea el estéril no interesa fracturarlo demasiado, pero si el mineral después se va a triturar y a moler.

Sobre la fragmentación influyen un gran número de variables controlables, así como las propias características de los macizos rocosos. La optimización de cualquier operación de las voladuras pasa por el conocimiento previo, aunque sea aproximado, de los tamaños de la roca volada en unas condiciones determinadas.

No existe un método o fórmula de predicción exacta, pero en los últimos años un gran número de investigadores han trabajado en dicho campo llegando a modelos que van desde las simples fórmulas empíricas a complejas simulaciones mediante softwares especializados. A continuación, se expone algunos de los modelos más utilizados en la actualidad.

2. **Modelos de análisis granulométrico de voladura.**

El análisis granulométrico según Lopez Gimeno; "Es el grado de finura de una cantidad de muestra, expresado en porcentaje y en peso retenido en determinada malla", de lo cual se puede decir que este análisis ayuda a facilitar de una forma óptima las otras operaciones unitarias del minado como es el caso de limpieza y chancado si es el caso de un mineral.

En los siguientes aportados se hacen mención de algunos algoritmos y modelos planteados por distintos autores, pero en nuestro caso nos vamos a fundamentar especialmente en el modelo de Kuz-Ram que es el más clásico y remendado, que obviamente es obtenida de los modelos anteriores.

Modelo de KUZ – RAM.

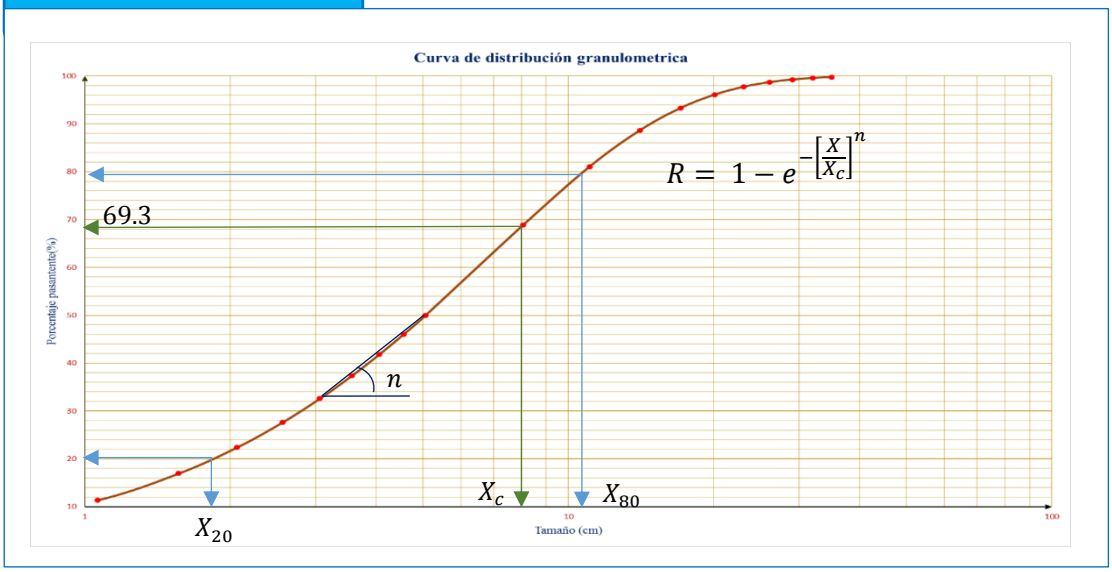
El modelo de Kuz Ram permite la estimación de la distribución de tamaño de roca fragmentada por voladura, el modelo combina cinco ecuaciones de la manera, permitiendo una variedad de combinaciones de características de macizos rocosos, geometrías de voladura, y de propiedades de los explosivos.

Teoría de distribución de tamaño (Rosin & Rammler, 1933) la distribución de los tamaños de las partículas de la roca fragmentada puede ser determinada del tamaño promedio si el modelo de rotura es conocido.

La distribución es calculada de la ecuación de Rosin-Rammler.

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n}$$

Figura N° 43: *Función de distribución de la fragmentación de roca por voladura.*



Fuente: *Propio (2018).*

Donde:

R *:* Proporción del material retenido en la malla.

X : Tamaño de material (m).

X_c *:* Tamaño característico (m).

n : Índice de uniformidad.

Para calcular el índice de uniformidad se utilizará las siguientes ecuaciones.

La expresión para "n" desarrollada por Cunningham (1987) a partir de pruebas de campo para ***un solo tipo de explosivos*** es:

$$n = \left(2.2 - 14 \times \frac{B}{\emptyset_{tal}}\right)\left[\frac{1+\frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5}\left(1-\frac{\alpha}{B}\right)\left(\frac{L_c}{L_{tal}}\right)$$

Donde:

B : Burden (m).

S : Espaciamiento (m).

$\emptyset_{tal}$ = diámetro del taladro (mm).

α : Desviación de perforación (m)

L_c : Longitud total de la carga (m)

L_{tal} : Longitud del taladro (m).

Los valores del burden (B) y el espaciamiento utilizados en la ecuación, pertenecen al modelo de perforación y no al modelo de sincronización. Cuando hay dos ***diferentes explosivos*** en el taladro (carga de fondo y carga de columna) la ecuación se modifica a:

$$n = \left(2.2 - 14 \times \frac{B}{\emptyset_{tal}}\right) \times \left(\frac{1+\frac{S}{B}}{2}\right)^{0.5} \times \left(1-\frac{\alpha}{B}\right) \times \left(\frac{\left|L_{cf} - L_{cc}\right|}{L_c} + 0.1\right)^{0.1} \times \frac{L_c}{L_{tal}}$$

Donde:

L_{cf} : Longitud de la carga de fondo (m)

L_{cc} : Longitud de la carga de columna (m)

L_c : Longitud de carga (m).

L_{tal} : Longitud de taladro (m).

Calculo de **tamaño característico**, se determina con la siguiente ecuación.

$$X_c = \frac{X_{50}}{(0.693)^{1/n}}$$

Por teoría de rotura de Kuznetsov 1973, se calculará el **valor de tamaño medio** de fragmento, con la siguiente ecuación:

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{\frac{19}{30}} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}}$$

$$X_{50} = A \times K^{-0.8} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

X_{50}: Tamaño medio de fragmentos, en cm.

A : Fator de roca.

Q_e : Masa del explosivo utilizado por taladro en kg.

V_0: Volumen de roca a romper por taladro en m^3.

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso, en %.

Para determinar el **factor de roca (A)**, se aplicar la teoría de correlación de lilly 1986-1992, u otra forma es por la relación de constante de roca, que este también está en función de concentración de carga especifica.

Y finalmente para calcular la **potencia relativa en peso** (RWS_{ANFO}), se hara mediante la teoría de detonación del explosivo, Tidman.

3. **Análisis digital de imágenes de roca fragmentada por voladura y su calibración.**

Análisis de fragmentación Mediante WIPFRAG

El software de análisis de imagen Wipfrag es el producto final de más de diez años de investigación, y ha sido desarrollado y probado en una amplia gama de aplicaciones.

WipFrag comienza con una imagen en vídeo de la roca quebrada y lo convierte en una "red" de fragmentos. Luego mide la red, muestra y determina una selección estadística de fragmentos y gráficos. Wipfrag le permite comparar la red resultante con la imagen de la roca y corregir inexactitudes por medio de edición manual con mouse. Para nuestro caso Wip Frag, considerado como el valor real, toma como fuente de filmación fija del disparo por un tiempo mínimo de 15 segundos y la fotografía digital. Los disparos en su mayoría son fotografiados, siendo primero filmados. En promedio por cada disparo se tiene 4 filmaciones o fotografías. Las fotografías o filmaciones son tomadas al 10%, 50% y 90% del avance del frente de minado.

Análisis de fragmentación mediante la edición y dimensionamiento de imagines digitales, se hace atreves de ciertos procedimientos de edición y medición de las fotos.

2.1.3.10. Análisis de proyección del lanzamiento del material fragmentado.

La proyección de pila de material fragmentado depende de los siguientes factores:

- ❖ Diseño geométrico de malla de perforación.
- ❖ Ubicación de arranque en el frente.
- ❖ Consumo de explosivo.
- ❖ Secuencia de encendido y tiempos de retardo.

Los casos más frecuentes que se presentan en la voladura respecto a la proyección geométrico de pila de material volado en un frente ciego son los siguientes:

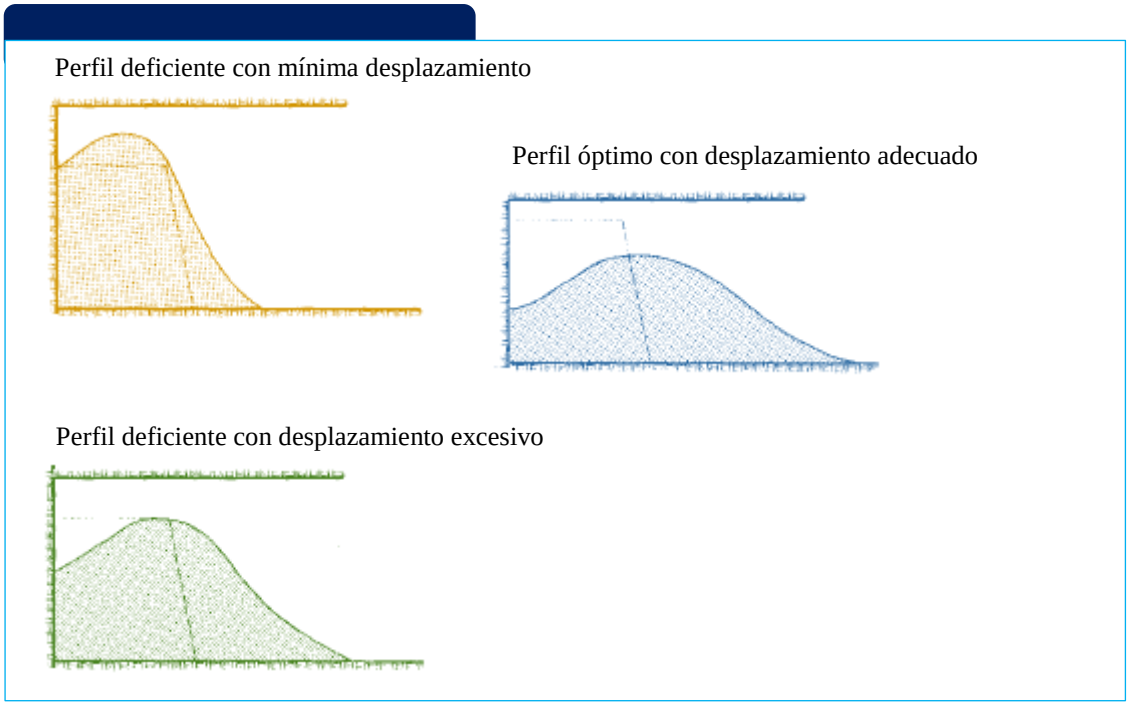
Caso 1: El lanzamiento del material está pegado al frente de avance.

Caso 2: El lanzamiento del material está a una distancia optima del frente.

Caso3: El lanzamiento del material está a una distancia muy excesiva respecto al frente.

Comparación de perfil del material en dos diseños de voladura con distintos retardos entre filas en minería a tajo abierto, esto para hacer el análisis de a semejanza en minería subterránea.

Figura N° 44: *Diferentes formas de acumulaciones del perfil de pila de material fragmentado después de la voladura.*



Fuente: *Propio (2019)*

Influencia del equipo de carga en el ciclo de minado de limpieza y acarreo en el diseño de perforación y voladura.

Los resultados de la voladura afectan a los rendimientos de los distintos sistemas de carguío de material fragmentado, no solo por la granulometría del material, sino también por el esponjamiento de este y el perfil geométrico de la pila.

Cuando se utilicen equipos neumáticos y mecanizados de carguío de material fragmentado, el diseño de perforación y voladura debe dar como resultado a una buena fragmentación, una buena altura de pila y dejen la pila de material optimo lanzamiento.

En esquema anterior se mencionó los perfiles de las pilas de material volado.

P**osicionamiento del corte en el frente.**

La ubicación correcta del corte es la base del éxito de la proyección del material fragmentada a una distancia requerida, con tal que el corte asignado se puede ubicarse en tres posiciones distintas más conocidas:

En los lados de la Galería.

Centrada en la Parte Inferior.

Centrada en la Parte Superior.

La ubicación del corte en cada posición tiene sus ventajas y desventajas, pero la más conveniente es la ubicación en la parte superior del centro, con que se evitaría la caída libre del material, existe menos compactado, una buena fragmentación.

Los taladros del corte o arranque deben ser ubicados en una posición correcta de manera que la proyección de lanzamiento (cantidad y alcance sea máximo del material fragmentado) sea óptima, en la siguiente enumeración se hacen la mención de como son los resultados de proyección según la ubicación de los taladros de corte en un frente ciego.

- Si los taladros de ***corte se colocan cerca de la pared***, la plantilla requerirá menos taladros, pero la roca fragmentada no será desplazada tan lejos dentro del labor.
- Para poder obtener un buen movimiento hacia delante de la pila del material, el arranque puede ser colocado en ***la mitad del frontón (frente de labor).***

Ubicándolo hacia la parte inferior, el lanzamiento será minimizado. Si se requiere de mayor lanzamiento, los taladros de arranque pueden colocarse más alto, en el centro del frontón.

La ubicación del corte en un frente es un tema a considerar porque requiere de mayor carga especifica causando, las sobre vibraciones y sobre presión; la ubicación del corte tiene que ver con el comportamiento geomecánico de las cajas y techo.

2.1.3.11.Métodos de determinación de las propiedades y inicios de análisis de diseño.

En el siguiente cuadro se muestra los tipos de ensayos que se realiza, a base de las propiedades de la matriz rocosa, macizo rocoso y discontinuidades, de entre los cuales para este trabajo de investigación se escogieron los más relevantes, que se van han detallar más adelante.

Cuadro N° 14: *Propiedades de la matriz rocosa y métodos para su determinación.*

	Propiedades de identificación	**Métodos de determinación**
Propiedades Físicas	Composición mineralógica. Fábrica y textura. Tamaño de grano. Color.	Descripción visual. Microscopía óptica y electrónica. Difracción de rayos X.
	Rugosidad.	Técnicas de laboratorio.
	Peso específico.	
	Contenido en humedad.	
	Permeabilidad (coeficiente de permeabilidad).	Ensayo de permeabilidad.
	Durabilidad. Alterabilidad (índice de alterabilidad).	Ensayos de alterabilidad.
Propiedades Mecánicas	Resistencia a compresión simple.	Ensayo de compresión uniaxial. Ensayo de carga puntual.
	Resistencia a tracción.	Ensayo de tracción directa. Ensayo de tracción indirecta.
	Velocidad de ondas sónicas.	Medida de velocidad de ondas elásticas en laboratorio.
	Resistencia (parámetros angulo de friccion y cohesion) y valor de mi.	Ensayo de compresión triaxial.
	Deformabilidad (módulos de deformación elástica estáticos o dinámicos: E, v).	Ensayo de compresión uniaxial. Ensayo de velocidad sónica.
Propiedades las discontinuidades	Perfil de rugosidad	Uso de peine de Barton
	Orientación de las discontinuidades.	Uso de brújula azimutal
	Resistencia compresiva de campo.	Martillo del geólogo Martillo Schmidt.

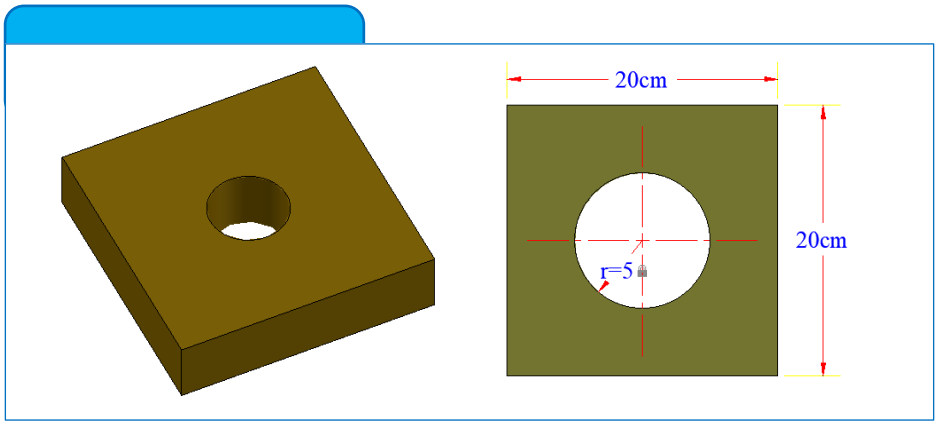
Fuente: *Elaboración propia (2018)*

Métodos de identificación de las direcciones y sentidos de los esfuerzos principales mayores y menores en el macizo rocoso.

A) MÉTODO DEL CUBO CON ORIFICIO EN LA PRENSA MECÁNICA.

Se manda hacer un cubo de cualquier tipo de madera con las siguientes dimensiones mencionadas en la figura correspondiente:

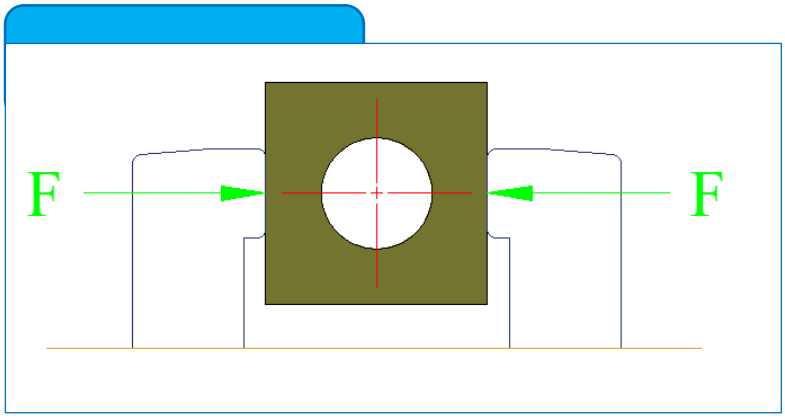
Figura N° 45: *Dimensionamiento de cubo de madera con orificio.*



Fuente: *Propio (2018).*

Luego se somete a una las fuerzas de compresión con las quijadas de la prensa mecánica, para analizar los esfuerzos principales mayores.

Figura N° 46: *Dimensionamiento de cubo de madera con orificio.*



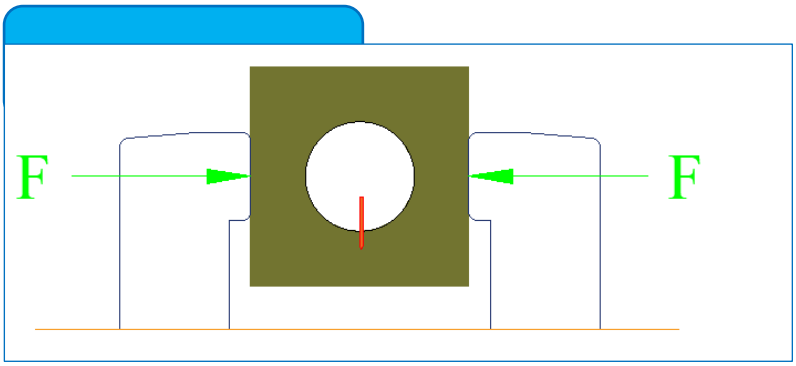
Fuente: *Propio (2018).*

Prosiguiendo la prueba, el orificio existente se trata de cortar con una hoja de sierre ya sea paralelo y perpendicular a las fuerzas aplicadas, como se muestra en la figura N° 62.

En este caso en la prueba se apreciará, que existe una dificultad mayor al realizar una corte que esta perpendicular a las fuerzas aplicadas, como se muestra en la figura N° 63.

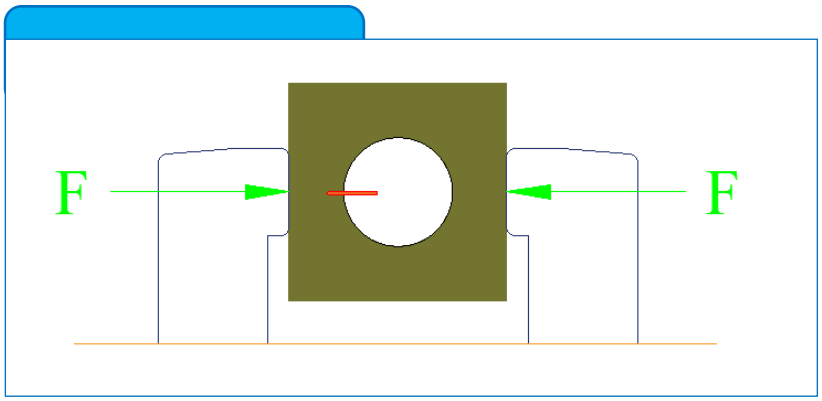
En este caso se observará, que el corte no tiende tener dificultad al momento de someterle dicha acción de corte, sino por el contrario prospera, como se muestra en la figura N° 47.

Figura N° 47: *Corte de orificio perpendicular a las fuerzas.*



Fuente: *Propio (2018).*

Figura N° 48: *Corte del orificio paralelo a las fuerzas.*



Fuente: *Propio (2018).*

B) METODO DE DETONACION DE TALADRO.

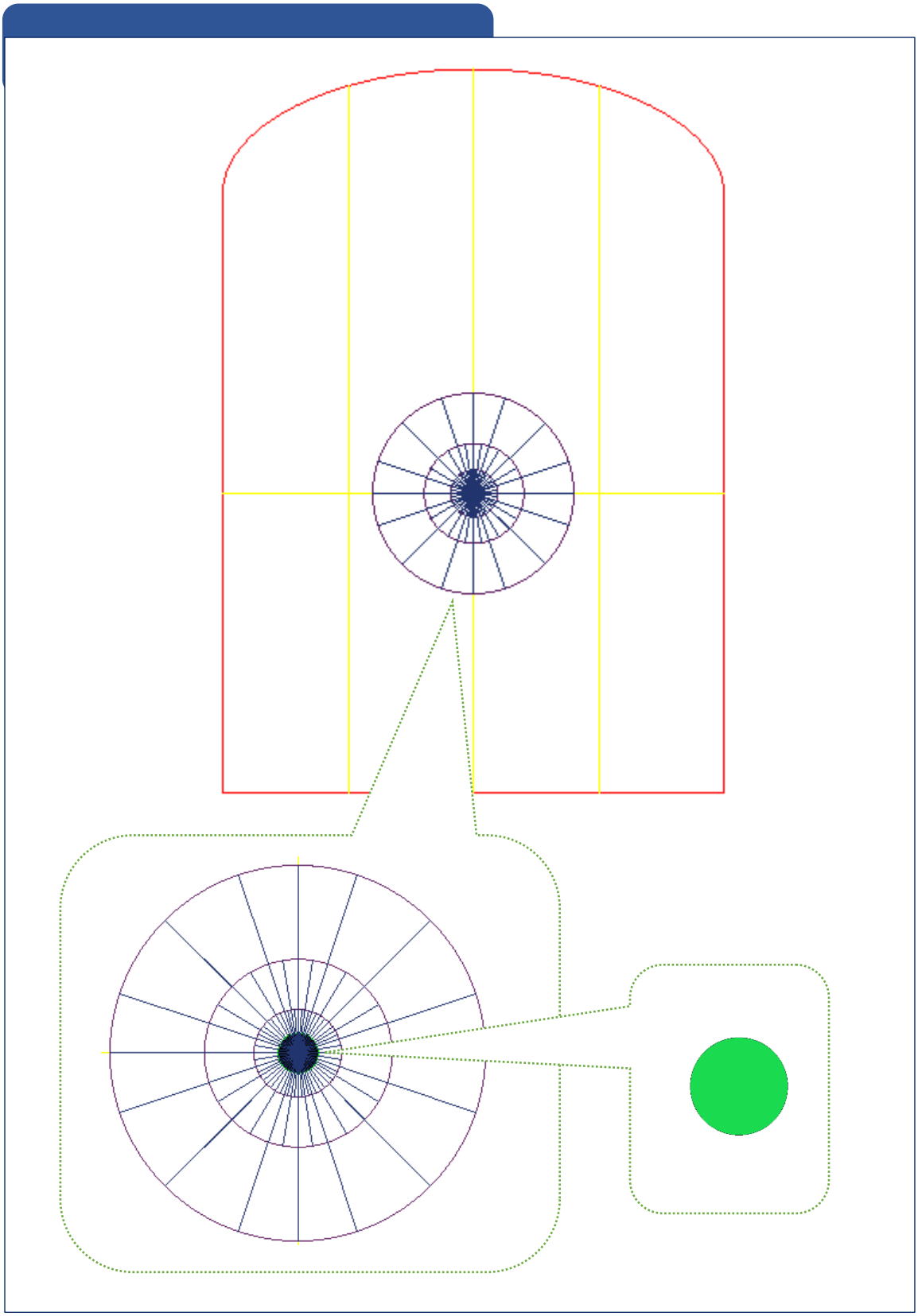
Esta prueba consiste en realizar la detonación de un taladro en los labores subterráneas o superficiales, de forma que resulte lo más óptimo la generación de cráter.

La prueba consiste en los siguientes aspectos.

En primer lugar, se realizan los cálculos correspondientes a base de la teoría del cráter, para determinar tanto la longitud de taladro a perforar, longitud de carga de fondo, longitud de carga de columna y la longitud del taco inerte. Después se realiza la perforación a base del resultado de los cálculos anteriores, obviamente teniendo en cuenta la longitud, el diámetro y la desviación del taladro. Luego se procede hacer el carguío del taladro y el respectivo chispeo.

Ya después de haber ventilado el frente donde se hizo la prueba, se hace la recopilación de datos, en cuanto a la forma geométrica del área de influencia del fracturamiento; en caso que si se tuviera una forma de elipse se procederá a identificar el eje mayor, eje menor y la dirección del eje mayor con respecto a una línea imaginaria horizontal, de otra forma si se aprecia una geometría de manera circular el análisis es más rápido y directo.

Figura N° 49: *Perforación de un taladro en un frente de labor horizontal, carguío, detonación y área de influencia del fracturamento.*



Fuente: *Elaboración propio (2018)*

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1. El problema de investigación.

3.1.1. Descripción de la realidad problemática.

La mayoría de las unidades minerías subterráneas de nuestro país vienen desarrollando tanto las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación consistentes en labores verticales, horizontales e inclinadas y así mismo como los tajos; presentando problemas en sus operaciones unitarias que realizan, ocasionando así un aumento de costos operativos, demoras operativas en equipos, menor rendimiento en producción y avance.

De modo que sea ha visto, tener grandes desafíos y retos para su mejora continua en el proceso de estas operaciones, especialmente en el proceso de perforación y voladura a si dando énfasis en la optimización de sus procesos.

La optimización fundamentalmente tiene que ver con la maximización de la producción y la productividad, así mismo, con la minimización de los costos y accidentes de trabajo; todo esto engloba tener una investigación continua en todos los procesos del minado.

3.1.2. Planteamiento y formulación del problema.

3.1.2.1. Planteamiento de problema.

Durante los ciclos de minados realizados en las labores mineras subterráneas, se han visto, que se presentan con mucha frecuencia las deficiencias en la operación unitaria de perforación y voladura, en forma una mala fragmentación, inestabilidad de las labores, proyección inadecuada del material fragmentado y menor rendimiento en avance lineal. Del mismo modo se han visto que se registran mensualmente los tiros soplados, los tiros

cortados y taladros de taqueo, donde esto conllevo a que los costos se voladura se incrementen y generen demoras operativas en el proceso del minado.

En nuestro caso, la compañía minera AVANCE MINERO S.A.C. en estudio, se dedica a la explotación de yacimientos polimetálicos y cupríferos, en particularidad para este trabajo de investigación se ha realizado en un yacimiento cuprífero de la Unidad Minera MIRIAM DEL PILAR. Donde en la actualidad viene desarrollando tanto como labores de desarrollo, preparación y explotación consistentes en cortadas, galerías, subniveles, cruceros, chimeneas, piques y tajos. Presentado así, los problemas anteriormente mencionados.

3.1.2.2. **Formulación del problema.**

La formulación del problema se establecerá mediante problemas interrogativas de forma general y especifico.

Problema general.

¿Cómo influye el diseño de malla de perforación, basado en los modelos geomecánicos, en la optimización de la voladura, en la minería subterránea en el año 2018?

Problema específico.

- ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación concerniente a la fragmentación del material roto por la voladura?
- ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación referente a la estabilidad de las aberturas subterráneas?
- ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación correspondiente al avance lineal?
- ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación con respecto a la proyección del material fragmentado?

3.1.3. **Objetivos.**

3.1.3.1. **Objetivo General.**

Diseñar la malla de perforación basado en los modelos geomecánicos para optimizar la voladura en minería subterránea en el año 2018.

3.1.3.2. **Objetivos Específicos.**

- Obtener una buena fragmentación del material roto, con el nuevo diseño de la malla de perforación.

- Alcanzar una buena estabilidad de las aberturas generadas, con el nuevo diseño de la malla de perforación.
- Lograr un óptimo avance lineal, con el nuevo diseño de la malla de perforación.
- Conseguir una buena proyección del material fragmentado, con el nuevo diseño de la malla de perforación.

3.1.4. **Justificación de la investigación.**

A través de una investigación minuciosa se logró identificar las deficiencias existentes en las operaciones de minado de las mineras subterráneas, en especial de la Unidad Minera MIRIAM DEL PILAR de la Compañía Minera AVANCE MINERO S.A.C. en el área de perforación y voladura, por ello se toma la decisión de realizar un trabajo de investigación respecto al diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecanicos, es preciso sintetizar que este trabajo de investigación busca la mejora continua en la perforación y voladura a base de la geomecanica.

En la implementación de un nuevo diseño de malla de perforación, prácticamente se fundamenta en las características físicas, mecánicas y estructurales del macizo rocoso y de la roca intacta, que juegan un papel muy importante, pues permiten conocer la energía necesaria para romper dicho macizo rocoso, sin que exista alguna inestabilidad de las labores realizadas, del mismo modo que facilite el trabajo rápido de otras actividades de las operaciones del minado.

Actualmente, hay teorías o métodos con modelos matemáticos que enseñan a diseñar mallas de perforación en voladura subterránea y que tienen limitaciones para su aplicación, tal como: El método de Roger Holmberg; para diseño de malla en galerías, predicción granulométrica, La teoría de la Conminación, métodos empíricos, que calculan número de taladros. Por cuanto nos ofrece la evidencia de las teorías de perforación y voladura. Siendo aportes que le dan significado a la perforación y voladura de frentes, considerando que el mismo puede influir de forma directa en el rendimiento de la voladura. Por eso, desde el punto de vista práctico, este proyecto de tesis abarca puntos de interés para todo ingeniero de minas cuyo objetivo es optimizar las operaciones de la perforación y voladura y por ende las operaciones unitarias.

Por estos motivos se considera la factibilidad del presente proyecto de tesis cuyo fin es brindar información acerca de la implementación de un nuevo diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecanicos para optimizar la voladura.

3.1.5. **Limitaciones.**

Al realizar el diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecanicos para optimizar la voladura se presentaron algunas limitaciones como de tiempo e inversión económica ya que la empresa se limita en dar un presupuesto total, para las pruebas experimentales que se van a realizar.

3.1.6. **Alcance de la investigación.**

El alcance del presente proyecto de investigación es de evaluar técnicamente y económicamente, a nivel operativo de los resultados de la voladura con el nuevo diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecanicos, en las minerías subterráneas especialmente de la Unidad Minera MIRIAM DEL PILAR de la Compañía Minera AVANCE MINERO S.A.C.

3.2. **Hipótesis.**

3.2.1. **Hipótesis general.**

El diseño de malla de perforación basada en los modelos geomecánicos influye de manera óptima, en el análisis del resultado de la voladura.

3.2.2. **Hipótesis específicas.**

- El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye de manera factible en la fragmentación del material roto.
- El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye de manera aceptable en la estabilidad de las aberturas subterráneas.
- El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye de manera positiva en el avance lineal.
- El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye apropiadamente en la proyección del material fragmentado.

3.3. **Variables.**

3.3.1. **Variable independiente.**

El diseño de malla de perforación basada en los modelos geomecánicos

3.3.2. **Variable dependiente.**

Optimizar la voladura en minería subterránea en el año 2018.

3.3.3. **Indicadores.**

- Parámetros geomecánicos del macizo rocoso.

- Parámetros de la perforación.
- Parámetros de los explosivos.
- Parámetros de diseño de malla de perforación.
- Eficiencia de los resultados de la voladura.

3.4. Tipo de investigación.

Aplicada, Según Oseda, Dulio (2008), "Es el tipo de estudio que persigue fines de aplicación directos e inmediatos", en este caso la aplicación son los modelos geomecánicos.

3.5. Diseño de investigación.

*Investigación No Experimental - Transversal***;** Según Sampiere (2010), "Es el estudio que se realizan sin la manipulación deliberada de variables y en los que sólo se observan los fenómenos en su ambiente natural para después analizarlos"- "Es la investigación que recopilan datos en un momento único".

3.6. Nivel de diseño de investigación.

El nivel de investigación para este trabajo es ***Descriptivo;*** ya que describe los resultados obtenidos después de las pruebas realizada.

3.7. Población y muestra.

3.7.1. Población.

La población, en el caso de la investigación realizada está formado por las Unidades Mineras Subterráneas, que comparten las características comunes.

3.7.2. Muestra.

Oseda, Dulio (2008) menciona que "La muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de ésta, la que hace posible que el investigador generalice sus resultados a la población".

Por lo tanto, la muestra para la presente investigación serán los frentes de minado de la Unidad Minera MIRIAM DEL PILAR (En especial al crucero XC. 217 del Nv. 3221), de la empresa AVANCE MINERO S.A.C.

3.8. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.

3.8.1. Técnicas.

La técnica utilizada en el presente proyecto de investigación es la observación directa; que consiste en observar atentamente los fenómenos ocurridos, tomando la información y registrarlo para su posterior análisis.

3.8.2. **Instrumentos.**

Los instrumentos utilizados en el presente proyecto de investigación son:

- Tablas geomecanicas; que se encuentra en el apartado del anexo.
- Mapeos geomecanicos.
- Tabla de recolección de datos.
- Ábacos geomecanicos, que se encuentran en el desarrollo de la parte teórica de la tesis.
- Aplicación de programas como Excel y Visual Studio.
- Ensayos en laboratorio y ensayos en campo (in situ).

3.9. **Plan de procesamiento y formas de tratamiento de los datos.**

3.9.1. **Plan de procesamiento de datos.**

Para el plan de procesamiento primero se tiene que llevar un registro de base de datos de los mapeos geomecanicos, cuadro de recolección de datos del resultado de la voladura y los reportes de los ensayos de laboratorio, de manera ordenada y clasificada toda la información necesaria para ser plasmados y resumidos en diagramas, gráficos y cuadros estadísticos para su respectivo análisis e interpretación de los datos obtenidos.

Plan de trabajo; La metodología de trabajo de la presente tesis es como sigue:

- Diagnostico situacional de la unidad minera con respecto a los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura del minado especialmente en sus labores de desarrollo.
- Propuesta de implementación de estándares de operaciones unitarias de la perforación con el nuevo diseño de malla.
- Capacitación al personal en técnicas de perforación y voladura (marcado de malla, paralelismo de taladros, forma de carguío de los taladros y secuencia de salida).
- Supervisión de la perforación que se está llevando acabo, para el cumplimiento de los estándares propuestos.
- Análisis de los resultados de voladura, para tener nuevos criterios de análisis para la mejora continua.
- Informe al personal sobre los resultados obtenidos de las eficiencias y sus deficiencias de las voladuras.

3.9.2. **Forma de tratamiento de los datos.**

La forma de tratamiento de datos, se somete fundamentalmente, en la recopilación de informaciones observadas para luego ser registrados en el base de datos.

A continuación, se detallan la recopilación de datos realizados en presente trabajo de investigación:

1. **Determinación de las propiedades físicas y mecánicas de la matriz rocosa.**

En los siguientes cuadros se detallarán las propiedades físicas, mecánicas de la roca caliza, asi mismo las propiedades del macizo rocoso y de discontinuidades.

Las propiedades físicas obtenidas con las pruebas de laboratorio, o ábacos son los siguientes:

- **Densidad.**

Los ensayos se realizaron teniendo como referencia la norma ASTM C128, en los siguientes se muestran los resultados.

Cuadro N° 15: *Determinación de la densidad y absorción de agua.*

Ensayo de peso especifico.		
Densidad	2.526	g/cc
Peso específico S.S.S:	2.612	g/cc
Peso específico aparente:	2.764	g/cc
Absorcion de agua:	0.59	%

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

- **Otras propiedades físicas.**

Cuadro N° 16: *Determinación otras propiedades físicas.*

Propiedades físicas genéricas		
Porosidad	4.72	%
Factor de esponjamiento	0.59	%
Permeabilidad.	1.00E-08	m/s
Dureza (escala Mohos)	5	

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

Las propiedades mecánicas obtenidas con las pruebas de laboratorio, o ábacos son los siguientes:

- **Resistencia a compresión simple.**

ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE.

Los ensayos se realizaron teniendo como referencia la norma ASTM D7012, en los siguientes se muestran los resultados.

Cuadro N° 17: *Ensayo de compresión simple.*

Ensayo de compresión simple.		
Código:	MS-01	
Litología:		
Diámetro:	4.09	cm
Longitud:	9.17	cm
Carga:	12220	kg
Resistencia compresión simple:	928.59	kg/cm2
	91.06	Mpa

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

- **Propiedades elásticas.**

ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÁSTICAS.

Los ensayos se realizaron teniendo como referencia la norma ASTM C31 y ASTM C42 en los siguientes se muestran los resultados.

Cuadro N° 18: *Ensayo propiedades físicas.*

Ensayo de propiedades elásticas.		
Código:	MS-02	
Litología:		
Diámetro:	5.4	cm
Longitud:	11.61	cm
Módulo de elasticidad	14.53	Gpa
Constante de Poisson	0.33	
Resistencia compresión simple:	158.4	Mpa

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

- **Otras propiedades a base de ensayos.**

ENSAYOS DE TRACCION INDIRECTA.

Los ensayos se realizaron teniendo como referencia la norma ASTM D3967-08, en los siguientes se muestran los resultados.

Cuadro N° 19: *Ensayo de tracción directa.*

Ensayo de tracción indirecta		
Código:	MS-03	
Litología:		
Diámetro:	4.09	cm
Longitud:	2.54	cm
Carga:	1150	kg
Resistencia a la tracción:	70.47	kg/cm2
Resistencia a la tracción:	6.92	Mpa

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Los ensayos se realizaron teniendo como referencia la norma ASTM 2664-95, en los siguientes se muestran los resultados.

Cuadro N° 20: *Ensayo de compresión triaxial.*

Ensayo de compresión triaxial		
Código:	MS-04	
Litología:		
Diámetro:	5.39	cm
Longitud:	11	cm
Carga:	1150	kg
Resistencia principal mayor max (SIG1)	75.64	Mpa
Resistencia principal menor (SIG3)	3	Mpa

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL

Los ensayos se realizaron teniendo como referencia la norma ASTM5731-02, en los siguientes se muestran los resultados.

Cuadro N° 21: *Ensayo de carga puntual.*

Ensayo de carga puntual		
Código:	MS-05	
Litología:		
Diámetro:	53.9	mm
Longitud:	115	mm
Carga:	9.76	KN
De:	53.9	mm
Is(50)	3.47	

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

- **Otras propiedades mecánicas generales.**

Cuadro N° 22: *Ensayo de carga puntual.*

Ensayo de compresión triaxial			
Litología.	mi	Cohesión Mpa	Ang. fricción °
MS-06	18.2	18.4	51.4
Ms-07	17.3	20.1	50.5
Promedio	17.75	19.25	50.95

Fuente: Unidad minera Miriam del Pilar, *(2015)*

2. **Recolección de datos de campo con pruebas IN SITU.**

- **Perfil de rugosidad.**

Se realiza mediante el uso de peine de Barton.

Para hacer las mediciones de las discontinuidades, se seguirían los siguientes pasos:

Primero; Se hace la limpieza de la cara de la discontinuidad.

Segundo; Luego se coloca el peine de Baton, amoldando de tal manera que encaje sobre el perfil de la cara libre de la discontinuidad.

Tercero; Se mide la profundidad de dicho perfil, sobre una superficie plana.

Cuarto; Después de ello se utiliza la longitud de peine y la profundidad de la discontinuidad con un ábaco para ver el valor de JRC.

Quinto; En el ábaco se intersecta la longitud de peine con (que está en eje horizontal) con la profundidad de la discontinuidad (que está en la parte vertical izquierda del ábaco). De manera que la proyección diagonal de la intersección dará el valor de JRC.

Sexto; El valor de JRC, se puede utilizar en las clasificaciones de RMR, Q de Barton y en los programas como RocData, Phase, Slide y entre otros

Séptimo; Finalmente se hace la comparación del perfil (valor JRC) con el valor de RMR, para obtener la clasificación genérica de valor de RMR.

Para el caso de este trabajo de investigación, los valores obtenidos son los siguientes:

Cuadro N° 23: *Determinación de profundidad y radio optimo por método iterativo.*

Calculo del valor de coeficiente de rugosidad		
Longitud del peine:	14.5	cm
Profundidad del perfil:	2.5	mm
El valor de JRC:	11	
Clasificación de JRC de acuerdo a RMR:	Liger. rugosa	

Fuente: *Propio (2018)*

- **Orientación de las discontinuidades.**

Se realiza mediante el uso de brújula azimutal.

En este caso se detallarán en el apartado de mapeo geomecánico.

- **Resistencia a compresión de macizo rocoso.**

Se determina mediante el uso de picota del geólogo.

Según el levantamiento de mapeo de GSI (ver el anexo de Índice de Resistencia Geológica), nos arroja lo siguiente:

ESTRUCTURA (Eje horizontal).

Moderadamente Fracturada; Muy trabada, formada por tres sistemas de discontinuidades con 7 discontinuidades por metro.

CONDICIÓN SUPERFICIAL (Eje vertical).

Buena; Muy resistente, levemente alterado, ligeramente rugosa, con apertura de ligeramente abierta y se rompe con varios golpes de picota.

La intersección.

$$GSI = F/B$$

$$Rango\ RMR = 65 - 75; Promedio\ RMR = 70$$

- **Resistencia a compresión de discontinuidades.**

Se determina mediante el uso de Martillo de Schmidt.

En la mayoría de los usos que se le da, al esclerómetro es en la medición de las resistencias de las caras de las discontinuidades, pero en ocasiones estas pruebas se consideran como la resistencia compresiva del macizo rocoso.

A continuación, se calculará la resistencia de los labios de las discontinuidades mediante ensayos con el martillo de Schmidt, como sigue:

Primero se ve la orientación del martillo, que en nuestro caso es de horizontal (+90°), luego se procede a medir en número de rebote con el martillo, en promedio se tiene 48.

Luego se usa el ábaco de la figura de "*Estimación de la resistencia a la compresión a partir de martillo de Schmidt"*, en la dicha figura se intersecta el N° de rebote con la densidad de roca, y se proyecta hacia el lado izquierdo para determinar la compresiva correspondiente, que sería 90 Mpa.

Y la otra forma de calcular es a través de una ecuación que se menciona a continuación. Se sabe que la ecuación de cálculo, para determinar σ_c, es la siguiente:

$$\sigma_c = 10^{(0.00088 \times IR \times \gamma_r - 1.01)}$$

Si se sabe qué;

$$\gamma_r = 25.3\ KN/m^3$$

Cuadro N° 24: *Determinación de índice de resistencia y resistencia compresiva.*

Ensayo con martillo de Schmithd										Promedio
N° de rebotes	40	39	46	45	45	46	39	40	44	42.667
Resistencia (Mpa)	79.54	75.56	108.2	102.8	103	108.2	75.56	79.54	97.64	92.193

Fuente: *Propio (2018)*

Por lo tanto, la resistencia compresiva en promedio será tanto del ábaco y de la ecuación que es 91.1 Mpa

CAPITULO IV

RESULTADO DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos.

4.1.1. Descripción de la realidad.

El problema que se frecuenta en la operación unitaria de perforación y voladura en la unidad minera MIRIAM DEL PILAR son las deficiencias de la voladura; dando origen a la mala fragmentación, inestabilidad de las aberturas subterráneas, inadecuado avance lineal y mala proyección del material volado, todo esto se origina debido a que se utilizó los estándares inadecuados que ha tenido establecido la empresa, por lo cual en este trabajo de investigación se aplicará el diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos, para optimizar la voladura concerniente a una buena fragmentación, estabilidad de las aberturas, avance lineal y proyección de material volado.

4.1.2. Procesamiento de datos.

1. **Mapeo geomecánico del macizo rocoso.**

Se realiza mediante el mapeo geomecánico por celdas o línea de detalle.

A continuación, se tienen los ***parámetros promedios de RMR***, con el cual se determina el RMR básico y con los ajustes se tiene el valor de RMR corregido, todo esto se desarrolla en el frente del XC 217 del Nv. 3221 como sigue:

RMRbásico

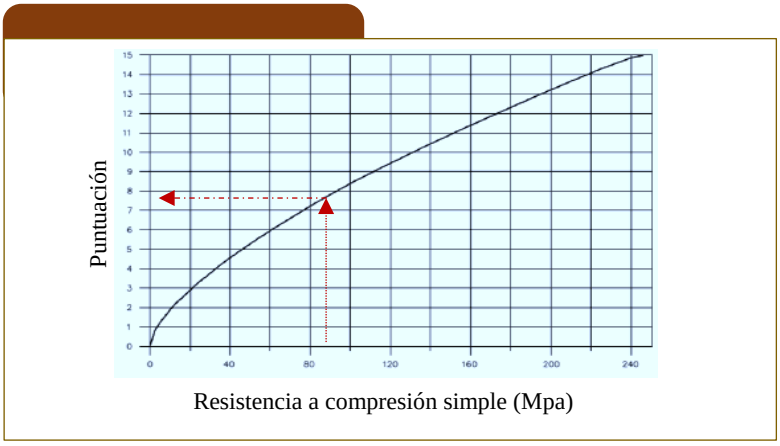
Resistencia a comprensión simple.

Acá tenemos los valores determinados mediante:

- Índice de carga puntual 3.47
- Prueba de laboratorio de RCS 91.06 Mpa.

- Entonces la valoración según la proyección de la gráfica será: 7.5 puntos

Figura N° 50: *Calculo de puntuación de RMR con respecto a las resistencias compresivas.*



Fuente: *Propio (2018)*

Numero de discontinuidades por metro.

Dicho número de discontinuidades, se obtiene mediante el conteo en el frente de trabajo, como sigue:

Número de discontinuidades por metro lineal es:

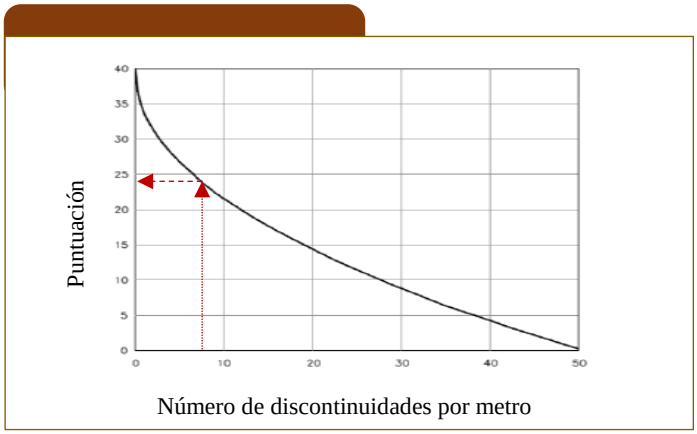
$$\lambda = \frac{\#\ de\ discont.}{long.\ lineal} = \frac{11}{1.5} = 7.33 \sim 8\ discont/ml$$

De otra forma se puede calcular el valor de RQD,

$$RQD = 100 \times e^{(-0.1\times\lambda)} \times (1 + 0.1\lambda) = 100 \times e^{(-0.1\times 7.33)} \times (1 + 0.1 \times 7.33)$$

$$RQD = 83.26\ \%$$

Figura N° 51: *Calculo de puntuación de RMR con respecto al número de discontinuidades por metro lineal.*



Fuente: *Propio (2018)*

Entonces la valoración según la proyección de la gráfica será un valor de 24.

Efecto de agua.

En este caso la descripción visual nos señala que el macizo rocoso presenta estado: Ligeramente húmedo.

Entonces la valoración en RMR sera:10 puntos.

Resistencia de las discontinuidades.

- ♣ Persistencia.

  La longitud de la discontinuidad presente en el frente es: De baja continidad que mide unos 1.8 m.

  Entonces la valoración en RMR, será lo siguiente: 4 puntos

- ♣ Apertura.

  La apertura en el frente es: Ligeramente abierta (< a 0.1mm)

  Entonces la valoración en RMR, será lo siguiente: 5 puntos

- ♣ Rugosidad.

  Este valor se adquiere de la medición de perfil de la discontinuidad que arrojaba el valor de: JRC = 11 (Ligeramente rugosa).

  Entonces la valoración en RMR, será lo siguiente: 3 puntos

- ♣ Relleno.

  La presencia de material en las paredes de las discontinuidades es la siguiente: Limpio.

  Entonces la valoración en RMR, será lo siguiente: 6 puntos

- ♣ Meteorización de los labios de las discontinuidades.

  La meteorización en la mayoría de los casos, ha sido como sigue: ligeramente meteorizada.

  Entonces la valoración en RMR, será lo siguiente: 5 punto.

Por lo tanto, el RMR básico, será la suma de todas las puntuaciones asignadas en los parámetros anteriores.

$$RMR_b = 64.5$$

RMRcorregido.

Finalmente, para tener un valor real y confiable, se harán los ajustes correspondientes como sigue:

Ajuste por orientación del eje de la labor minera.

$$f_o = 5$$

Ajuste por efecto de la voladura.

$$f_v = 0.97$$

Ajuste por esfuerzos inducidos.

$$f_s = 1.2$$

Entonces, finalmente el valor de RMR corregido será:

$$RMR_c = (RMR_b - f_o) \times f_v \times f_s$$

$$RMR_c = (64.5 - 5) \times 0.97 \times 1.2$$

$$RMR_c = 69.258$$

De acuerdo a las formulaciones hechas, de las clasificaciones geomecanicas por los diversos autores y en diversos periodos unos más antiguos y otros más actuales (como el caso de RMR_{89}, RMR_{14} y MRMR), nos ha sido conveniente desarrollar una nueva tabla geomecánico el RMR_{18} y $MRMR_{18}$.

Que se encuentra en los anexos de ***Mapeo Geomecánico con RMR.***

2. **Prueba de detonación de taladro a base de teoría de cráter.**

Cráter óptimo.

Primera forma:

Los cálculos de proyección se han plasmado sobre hojas de cálculo de Excel, como se muestra a continuación:

Método Directo.

UNIDAD MINERA MIRIAM DEL PILAR — CIA. MINERA AVANCE MINERO S.A.C.

PRUEBA DE VOLADURA EN CRÁTER APLICANDO MODELOS MATEMÁTICOS.

DATOS:		
Diametro del taldro:	40	mm
	1.57	pulg.
Densidad de explosivo:	1.14	gr./cc
Velocidad de detonacic	5400	m/s
Esfuerzo tensional:	72.5	kg/cm2
RQD:	83.3	%
Diametro del explosivo:	22	mm
Longitud de explosivo:	175	mm
Densidad de roca:	2.53	gr./cc
Peso/cart:	80.1	gr.
	0.08	kg

MÉTODOS DE APLICACIÓN

Metodo directo:

RESULTADOS:

Presion de detonacion:			Longitud de taladro:			
PoD:	83.1	Kbar	Ltal:	0.736	m	
Radio del crater optimo:			Longitud de taco:			
Ro:	0.44	m	Ltaco:	0.496	m	
Profundidad optima de la carga esferica:			Volumen del explosivo:			
			Ve:	301.6	cc/tal	
Do:	0.62	m	Peso del explosivo:			
Profundidad critica de la carga esferica:			We:	343.8	gr./tal	
			Espaciamiento entre taladros:			
N:	0.92	m				
Volumen optimo roto:			So:	0.871	m	
Vo:	0.18	m3	Factor de carga:			
Longitud de carga:			Fc:	0.333	kg/m3	
Lc:	0.24	m	N° cartucho/taladro:			
			#cart/tal:	4.291	cart/tal	
				4	cart/tal	

Metodo iterativo:

RESULTADOS:

Db:	0.24	m
Rb:	0.405	m
Vc:	0.062	m3
N:	0.924	m
W:	0.344	kg

Ing. Juan Carlos **Pagina 1**

Método iterativo.

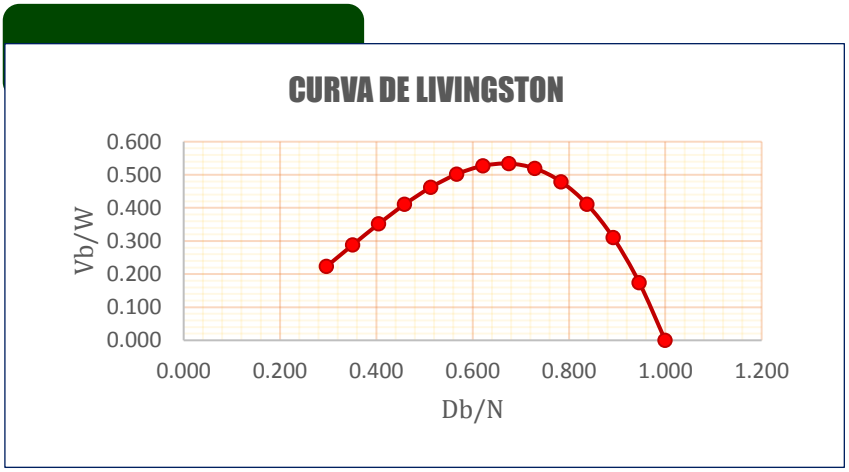
Tabla N° 10: *Determinación de profundidad y radio optimo por método iterativo.*

N° de disparo	Db m	Rc m	Vb m3	We kg	Db/N	V/W	
1	0.274	0.422	0.077	0.344	0.297	0.223	
2	0.324	0.441	0.099	0.344	0.351	0.288	
3	0.374	0.454	0.121	0.344	0.405	0.352	
4	0.424	0.460	0.141	0.344	0.459	0.411	
5	0.474	0.462	0.159	0.344	0.513	0.462	
6	0.524	0.458	0.173	0.344	0.567	0.502	
7	**0.574**	**0.448**	**0.181**	**0.344**	**0.621**	**0.527**	optimo
8	0.624	0.433	0.184	0.3438	0.675	0.534	
9	0.674	0.411	0.178	0.3438	0.729	0.519	
10	0.724	0.381	0.165	0.3438	0.784	0.479	
11	0.774	0.341	0.141	0.3438	0.838	0.411	
12	0.824	0.287	0.107	0.3438	0.892	0.310	
13	0.874	0.209	0.060	0.3438	0.946	0.175	
14	**0.924**	**0**	**0**	**0.3438**	**1**	**0**	Critico
15	0.974	#¡NUM!	#¡NUM!	0.3438	1.054	######	

Fuente: *Propio (2018)*

Curva idealizada de LIVINGSTON

Figura N° 52: *Curva idealizada de Livingston.*



Fuente: *Propio (2018)*

Diseño de Cráter:

Tabla N° 11: *Diseño de cráter practico.*

K:	3.87878926
Rc	**Ltal**
0.44	0.74
0.42	0.67
0.40	0.61
0.38	0.55
0.36	0.49
0.34	0.44
0.32	0.39
0.30	0.34
0.28	0.29
0.26	0.25
0.24	0.22
0.22	0.18
0.20	0.15
0.18	0.12

0.16	0.09
0.14	0.07
0.12	0.05
0.10	0.04
0.08	0.02
0.06	0.01
0.04	0.00
0.02	0.00
0.00	0.00
-0.02	0.00
-0.04	0.01
-0.06	0.02
-0.08	0.03
-0.10	0.04
-0.12	0.06
-0.14	0.08

-0.16	0.10
-0.18	0.13
-0.20	0.16
-0.22	0.20
-0.24	0.23
-0.26	0.27
-0.28	0.31
-0.30	0.36
-0.32	0.41
-0.34	0.46
-0.36	0.51
-0.38	0.57
-0.40	0.63
-0.42	0.70
-0.44	0.77

Fuente: *Propio (2018)*

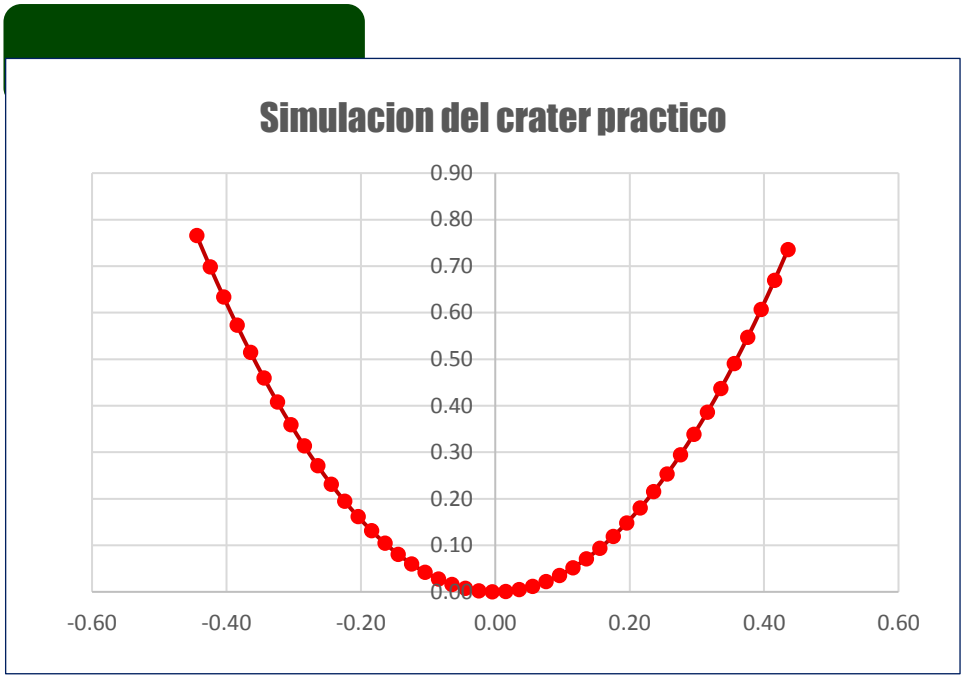
A continuación, se hace la referencia de los datos obtenidos en el campo.

Profundidad optimo: 58cm

Radio optimo: 42.3 cm

Como se puede apreciar, la diferencia entre la prueba y el pronóstico, no difieren a gran diferencia, por esta sencilla razón, es de suma importancia realizar estos cálculos antes de realizar la prueba de detonación de taladro.

Figura N° 53: *Simulación geométrico de cráter practico.*



Fuente: *Propio (2018)*

Radio practico de área de influencia del taladro.

Segunda forma:

La ecuación particular para calcular el radio de daño;

$$\frac{R_d}{r_{tal}} = 25 \times \sqrt{RBS_e} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

Reemplazando tenemos que;

$$RBS_e = 144\%$$

$$\frac{R_d}{2{,}2} = 25 \times \sqrt{1.44} \times \sqrt{\frac{2.65}{2.53}}$$

$$R_d = 67.55\ cm$$

Tercera forma:

Se conoce que;

$$PoD_e = \frac{1.12 \times (4200)^2}{4} = 4939200\ kPa$$

Y la relación entre la presión de explosión con la velocidad de detonación del explosivo es como sigue:

$$Pexp_e = \frac{4939200}{2} = 2\ 469\ 600\ kPa$$

$$Pexp_{ANFO} = \frac{0.9 \times 4840^2}{8} = 2\ 635\ 380\ kPa$$

$$K_B = 25 \times \sqrt{\frac{Pexp_e}{Pexp_{ANFO}}} \times \sqrt{\frac{2.65}{\rho_r}}$$

$$R_d = 25 \times \sqrt{\frac{2\,469\,600\ kPa}{2\,635\,380\ kPa}} \times \sqrt{\frac{2.65}{2.53}} \times 2.2 = 36.73\ cm$$

En conclusión, se puede decir que;

El radio optimo es de 44cm, 67.55cm y 36.73cm en pronóstico.

Y llevando de manera practico, se tiene que el radio optimo es 42.3, como se puede apreciar que los valores próximos están la de teoría de cráter y teoría de radio practico en función a presión de detonación. El valor de 67.55 se puede utilizar para la aproximación de la distancia de eje mayor de la elipse, porque esta próximo al valor del eje mayor que es 72.6

3. **Análisis del área de influencia por detonación de un taladro.**

- **Medición del ángulo de dirección de la tensión principal mayor.**

El ángulo de dirección medido entre la línea horizontal (referencia) con la inclinación del eje mayor de la elipse se obtiene el valor de $\boldsymbol{\theta = 71°}$**.**

- **Determinación del Coeficiente de reparto de tensiones "k".**

$$k = \frac{42.3}{72.6} = 0.583$$

- **Relación elipsoidal con la forma o sección excavada.**

Si la elipse tiende a inclinarse al eje vertical, por lo tanto, influye a la forma de la excavación de tipo baúl.

Si la elipse tiende a inclinarse al eje horizontal, por lo tanto, influye a una forma de excavación de tipo herradura.

Si la forma de área de influencia es circular, entonces, influye a la forma de tipo baúl o herradura.

La prueba de detonación de taladro dio como resultado un valor de $k = 0.58\ y\ \theta = 71°$, lo cual nos indica que la figura geométricas de la **sección es de tipo Baúl**.

- **Dimensionamiento de las secciones de excavaciones.**

Se determina mediante las siguientes ecuaciones.

Como datos tenemos $k = 0.58$, $b = 1.5\ m$

4. **Determinación de la forma y dimensión de la sección de la labor.**

La forma de sección obtenida es de Tipo Baúl, con los siguientes dimensionamientos:

$$b = 1.5\ y\ \ k = 0.58$$

$$h = \frac{1}{2 \times k \times fcg} \times b$$

fcg : Factor de corrección geométrico que varía entre 0.75

$$h = \frac{1}{2 \times 0.58 \times 0.75} \times 1.5$$

$$h = 1.724 \approx 1.8\, m$$

Base: 1.5 m y Alto: 1.8 m

Ubicación de centro de curvatura respecto al piso.

$$h_g = 0.57 \times h$$

$$h_g = 0.574 \times 1.8 = 1.03\, m$$

Por lo tanto, el radio de curvatura será:

$$R_c = h - h_g$$

$$R_c = 0.77\, m$$

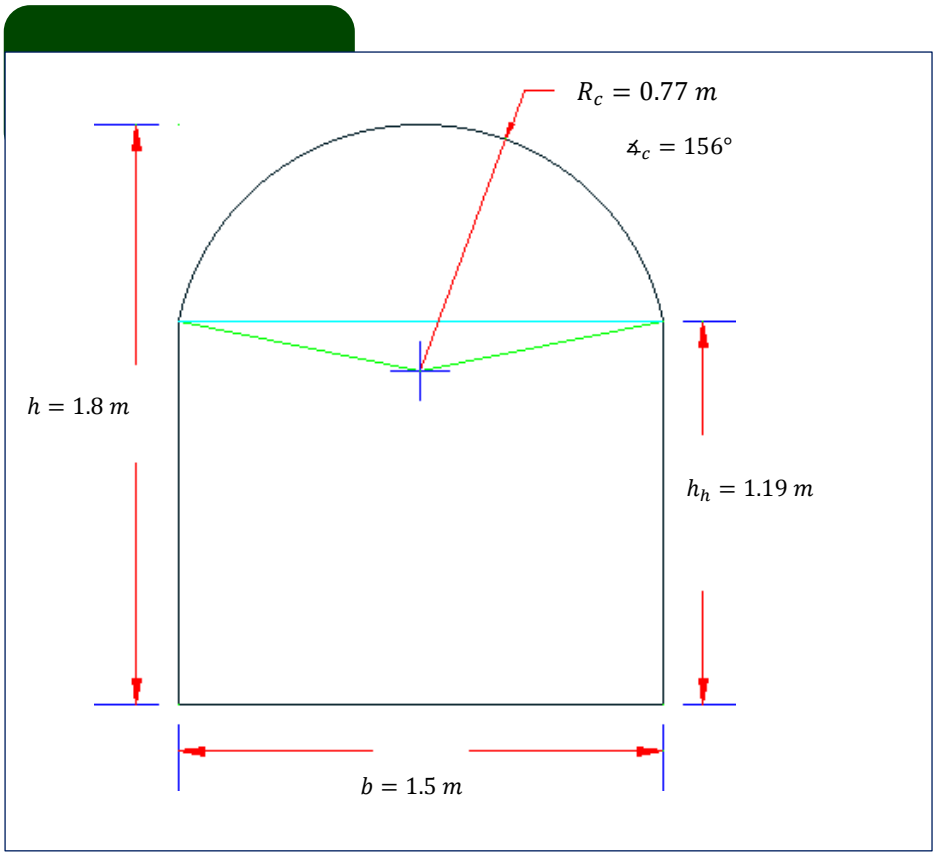
Longitud de hastiales;

$$h_h = 0.661 \times h$$

$$h_h = 0.574 \times 1.8 = 1.18\, m$$

Gráficamente tenemos en la siguiente figura.

Figura N° 54: *Dimensión de la sección de la labor XC 217.*



Fuente: *Propio (2018)*

5. **Esfuerzos existentes en el macizo rocoso.**

- **Tensiones naturales (IN SITU).**

Esfuerzo vertical.

$$\sigma_{v1} = \frac{\rho \times Z}{101.972}$$

$$\sigma_{v1} = \frac{2.53 \times 100}{101.972} = 2.48\ Mpa$$

Ajuste del valor de la tensión vertical IN SITU**.**

$$FA = 0.0055 \times (71) + 0.499$$

$$FA = 0.8895$$

Luego se parte a ajustar la tensión vertical, como sigue:

$$\sigma_v = \sigma_{v1} \times FA$$

$$\sigma_v = 2.48 \times 0.8895 = 2.206\ Mpa$$

Calculo de coeficiente de reparto.

Según Terzaghi y Richards, proponen determinar el valor de "k" según en función al coeficiente de Poisson (υ).

$$k = \left(\frac{\upsilon}{1-\upsilon}\right)$$

$$k = \left(\frac{0.33}{1-0.33}\right) = 0.49$$

Este valor para la roca matriz, mas no para el macizo rocoso.

Esfuerzo horizontal.

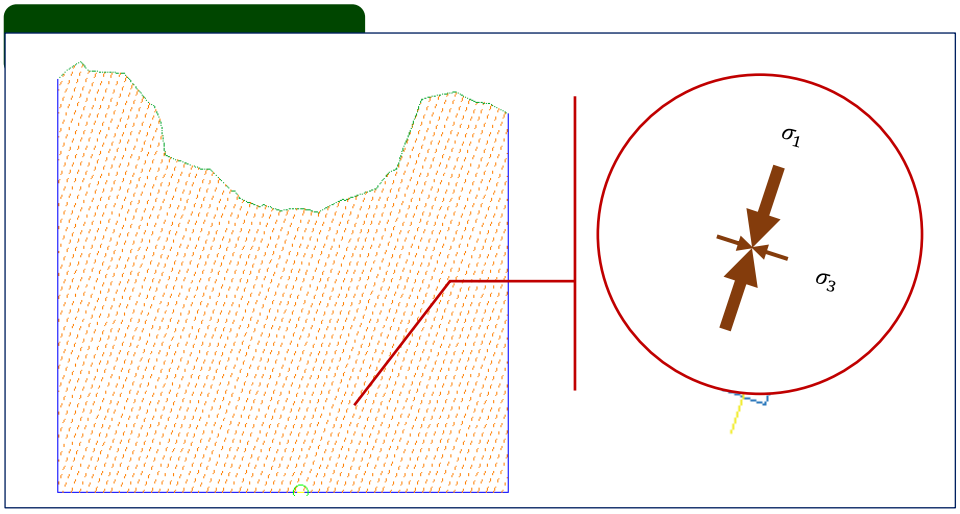
La ecuación según Hoek y Brown está dado por:

El valor de "k = 0.58", lo tomamos para del método de detonación del taladro.

$$\sigma_h = k \times \sigma_v$$

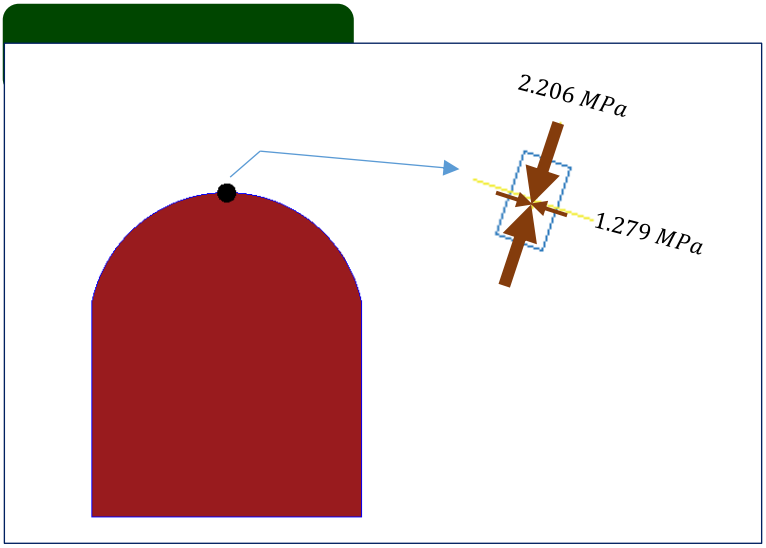
$$\sigma_h = 0.58 \times 2.206 = 1.279\ Mpa$$

Figura N° 55: *Tensiones naturales ante de la excavación.*



Fuente: *Propio (2018)*

Figura N° 56: *Tensiones naturales en frente de la excavación.*



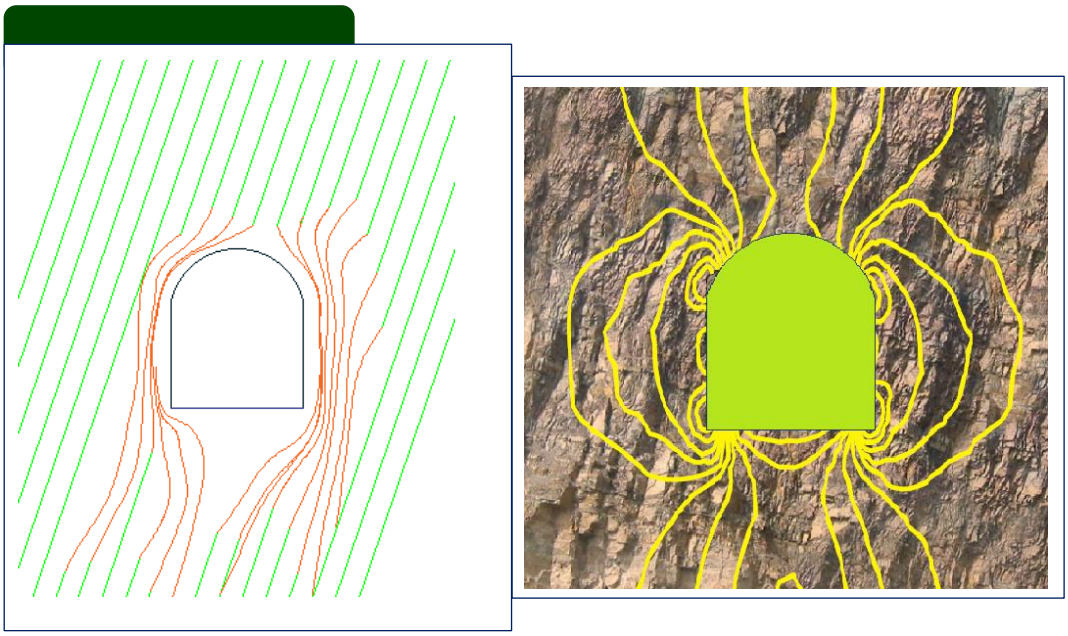
Fuente: *Propio (2018)*

- **Esfuerzos inducidos.**

De otra forma se puede decir que, en la ejecución de una excavación en un macizo rocoso, los esfuerzos in situ existentes sufren una redistribución en los contornos de la labor, creándose un nuevo campo de esfuerzos inducidos en el macizo circundante a la excavación.

Entonces la dirección de los esfuerzos principales mayores en este caso el valor del esfuerzo vertical, son reacomodados de la siguiente forma:

Figura N° 57: *Bosquejo de tensiones inducidos.*



Fuente: *Propio (2018)*

- **Resistencia de matriz rocosa (roca intacta).**

Criterio de Mohr – Coulomb.

Según los ensayos de laboratorio, se conocen los siguientes valores.

$$c = 19.75 \ ; \ \phi = 51.25 \ ; \ \theta = 45°$$

Estos valores se reemplazarán en las siguientes ecuaciones:

$$\sigma_n = 0.5 \times (\sigma_1 + \sigma_3) + 0.5 \times (\sigma_1 - \sigma_3) \times \cos(2\theta)$$

$$\tau = c + \sigma_n \times \text{tg}(\phi)$$

$$\sigma_1 = \frac{2 \times c \times cos(\phi) + \sigma_3 \times \big(1 + sen(\phi)\big)}{1 - sen(\phi)}$$

$$\sigma_{ci} = \frac{2 \times c \times cos(\phi)}{1 + sen(\phi)}$$

Reemplazando los valores tenemos que;

$$\sigma_{ci} = \frac{2 \times 19.75 \times cos(51.25)}{1 + sen(51.25)} = 13.89 \ Mpa$$

Para tener cálculos exactos, lo llevamos a Excel, de la siguiente manera:

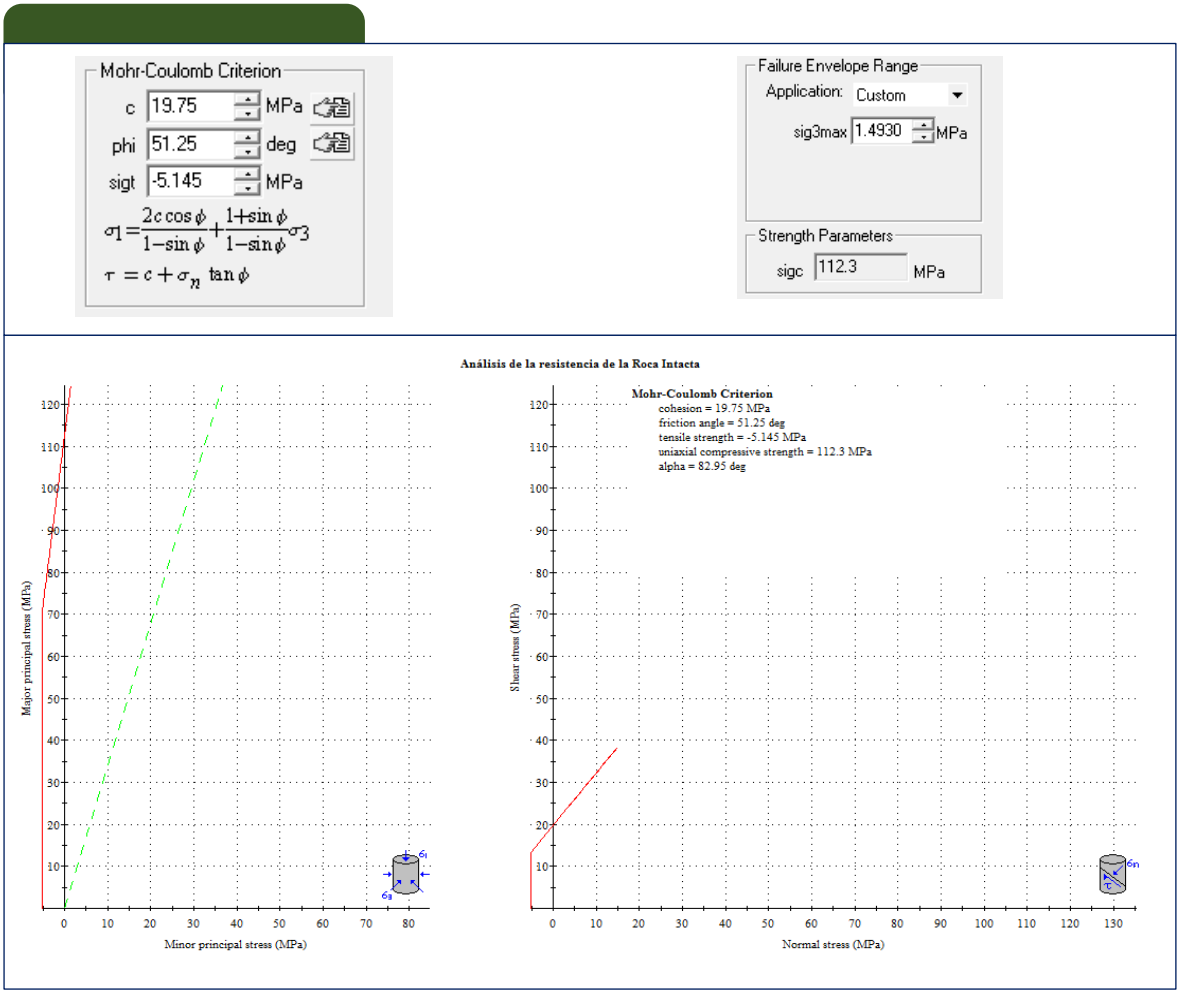
Tabla N° 12: *Criterio de Mohr Columb.*

Criterio Mohr Coulomb					
six3 (Mpa)	0	10	20	30	40
six1 (Mpa)	**112.3**	**193.2**	**274**	**354.9**	**435.8**
sixn (Mpa)	**56.16**	**101.6**	**147**	**192.5**	**237.9**
sixc (Mpa)	13.89	13.89	13.89	13.89	13.89
t (Mpa)	89.73	146.3	202.9	259.5	316.1

Fuente: *Propio (2018)*

Por ultimo hacemos las comprobaciones en RocData.

Figura N° 58: *Criterio de Mohr Columb en RocData.*



Fuente: *Propio (2018)*

Criterio de falla de Hoek – Brown.

Criterio empírico de rotura no lineal válido para evaluar la resistencia de la matriz rocosa isótropa en condiciones triaxiales.

$$\sigma_t = \frac{1}{2}\sigma_{ci}\left(m_i - \sqrt{{m_i}^2 + 4}\right)$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i \times \sigma_{ci} \times \sigma_3 + {\sigma_{ci}}^2}$$

De la pruebas de ensayo de laboratorio se conocen el valor de σ_{ci} que es 91.06 Mpa, y el valor de m_i que es 17.7; de manera que reemplazando en las ecuaciones anteriores, tenemos que:

$$\sigma_t = \frac{1}{2} \times 91.06 \times \left(17.7 - \sqrt{17.7^2 + 4}\right) = -5.128$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{17.7 \times 91.06 \times \sigma_3 + 91.06^2}$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{1611.76 \times \sigma_3 + 8291.92}$$

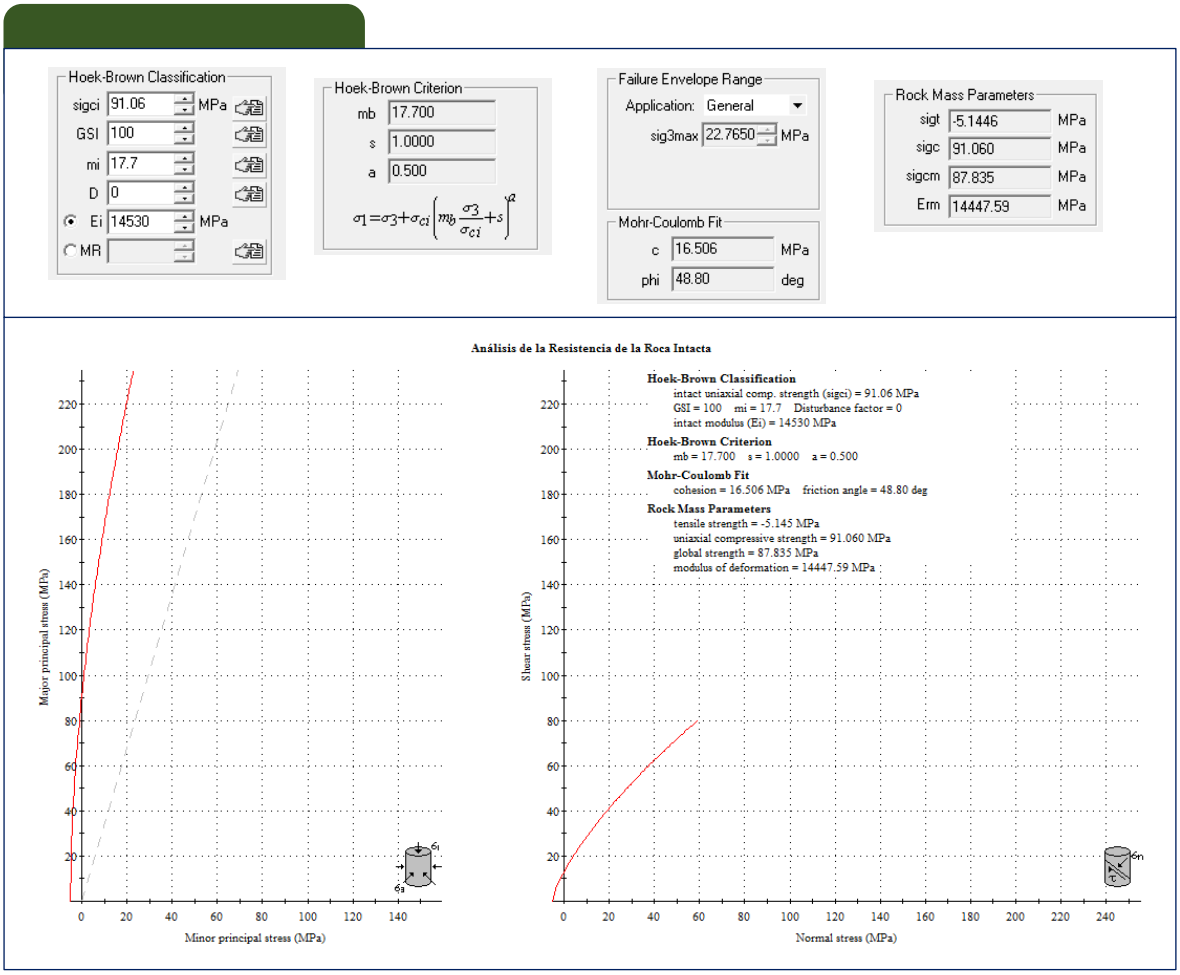
Tabla N° 13: *Criterio de rotura de Hoek y Brown.*

Criterio de Hoek y Brown					
six3 (Mpa)	0.0	10.0	20.0	30.0	**40.0**
six1(Mpa)	91.1	166.2	221.3	268.0	309.7
sixt (Mpa)	-5.128				

Fuente: *Propio (2018*

Por ultimo hacemos las comprobaciones en RocData.

Figura N° 59: *Criterio de rotura de Hoek y Brown en RocData.*



Fuente: *Propio (2018)*

- **Resistencia del macizo rocoso.**

Criterio de Hoek y Brown

Criterio de rotura para macizo rocosos anisotrópicos de Hoek y Brown, está definido como:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \times \left(m \times \frac{\sigma_3}{\sigma_1} + s \right)^a$$

Los valores de m y s, se pueden obtener de dos formas muy clásicas.

Forma 1:

Con la "Tabla de Relaciones aproximadas entre la calidad de los macizos rocosos y los valores de las constantes m y s", para el caso de este será:

$$m = 0.575\ (2.006)\ y\ s = 0.00293(0.0205)$$

También existe una tabla denomina "Tipo de roca y el valor constante mi para la matriz rocosa", lo cual ovinamente sirve para calcular el valor de mí.

Del mismo para este caso será: $mi = 20$; o en otros casos, se puede utilizar el valor de mi determinado en pruebas de laboratorio que es: $mi = 17.7$

Forma 2:

En esta forma, la determinación es más analítico, de manera que determina para macizos rocosos disturbados por la voladura: El valor de GSI es:

$$RMR_{14} = 1.1 \times GSI + 3.5$$

$$m = m_i \times e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right)}$$

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right)}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\left(\frac{GSI}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)}\right)$$

Reemplazando en las ecuaciones anteriores tenemos que:

$$GSI = 59.78\ ;\ D = 0.5$$

$$m = 17.7 \times e^{\left(\frac{59.78-100}{28-14\times0.5}\right)} = 2.607$$

$$s = e^{\left(\frac{59.78-100}{9-3\times0.5}\right)} = 0.00469$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\left(\frac{59.78}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)}\right) = 0.503$$

Con estos valores se calcula la resistencia a la tracción:

$$\sigma_{tmr} = -\frac{s \times \sigma_{ci}}{m}$$

$$\sigma_{cmr} = \sigma_{ci} \times s^{a}$$

$$\sigma_{tm} = \frac{0.00469 \times 91.06}{2.607} = -0.164\ Mpa$$

$$\sigma_{cmr} = 91.06 \times 0.00469^{0.503} = 6.137\ Mpa$$

Para calcular los esfuerzos mayores y menores principales del macizo rocoso se tienen los constantes conocidos:

Entonces reemplazando en la siguiente ecuación tendremos, que:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \times \left[m \times \frac{\sigma_3}{\sigma_1} + s\right]^{\alpha}$$

$$\sigma_1 = \sigma_3 + 91.06 \times \left[2.607 \times \frac{\sigma_3}{\sigma_1} + 0.00469\right]^{0.503}$$

Haciendo las simulaciones respectivas se tiene;

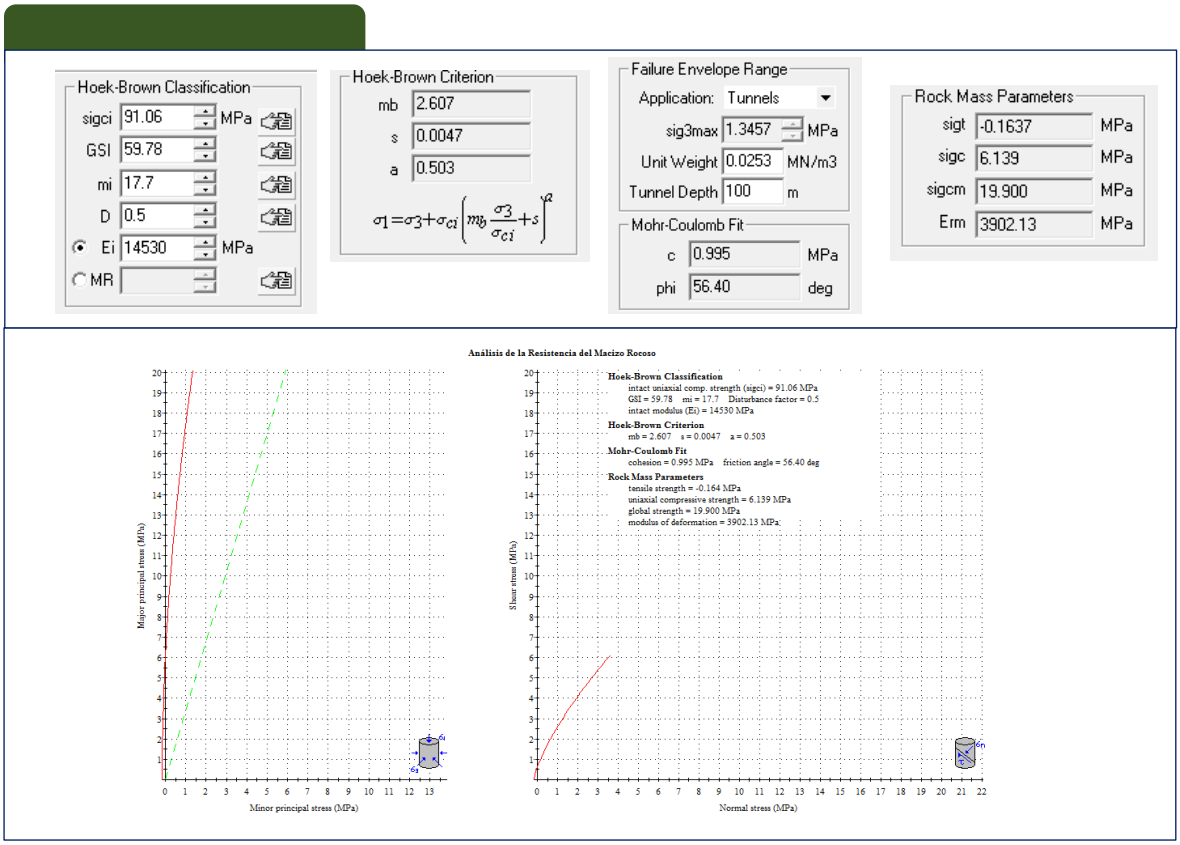
Tabla N° 14: *Criterio de rotura de Hoek y Brown.*

Criterio de Hoek - Brown para macizo rocoso.									
sixma3 (Mpa)	0	5	10	15	20	25	30	35	40
sixma1 (Mpa)	6.137	96.06	101.1	106.1	111.1	116.1	121.1	126.1	131.1
sixmatm(Mpa)	-0.164								
sixmacm(Mpa)	6.137								

Fuente: *Propio (2018*

Finalmente, haciendo los análisis en RocData tenemos que:

Figura N° 60: *Criterio de rotura de Hoek y Brown en RocData.*



Fuente: *Propio (2018)*

- **Resistencia de las discontinuidades.**

La resistencia al corte de las discontinuidades fue determinada por Barton y Choubey (1976).

Se define con la siguiente expresión:

$$\tau = \sigma_n \times tg\left[\emptyset_r + JRC \times log\left(\frac{JCS}{\sigma_n}\right)\right]$$

Donde:

JRC : Es el coeficiente de rugosidad de la discontinuidad, se obtiene con el uso de peine de Barton.

JCS : Es la resistencia a compresión de las paredes de la discontinuidad, e puede obtener de ensayos con martillo de Schmidt.

Estimación del ángulo de rozamiento residual ($\emptyset_r$)

$$\emptyset_r = (\emptyset_b - 20) + 20 \times \frac{r}{R}$$

Donde:

r: Valor de rebote del esclerómetro sobre superficie húmedo su valor es $r = 21$.

R: valor de rebote del esclerómetro sobre superficie seca sin meteorizar, será $R = 42.67$

$\emptyset_b$: Es el ángulo de resistencia básico de la roca, y se obtiene con la tabla "Valores típicos de c y $\emptyset_b$ para roca sana", lo cual para este caso será: $\emptyset_b = 42.5\ y\ c = 225\ kPa/cm^2$, Entonces;

$$\emptyset_r = (42.5 - 20) + 20 \times \frac{21}{42.67}$$

$$\emptyset_r = 32.34°$$

Resistencia de la pared de la junta, JCS

Si la pared está alterada, como ocurre habitualmente, el valor de JCS puede obtenerse a partir de los resultados del esclerómetro sobre la pared de la junta, mediante la expresión:

$$JCS = \sigma_{cdiscont} = 92.193 \text{ Mpa}$$

Coeficiente de rugosidad de la junta, JRC

El coeficiente JRC depende de la rugosidad de las paredes de la discontinuidad, y varía entre 1 y 20. De acuerdo a las pruebas de campo se tiene lo siguiente:

$$JRC = 11$$

Se reemplaza estos valores a la ecuación general.

$$\tau = \sigma_n \times tg\left[32.34 + 11 \times log\left(\frac{92.193}{\sigma_n}\right)\right]$$

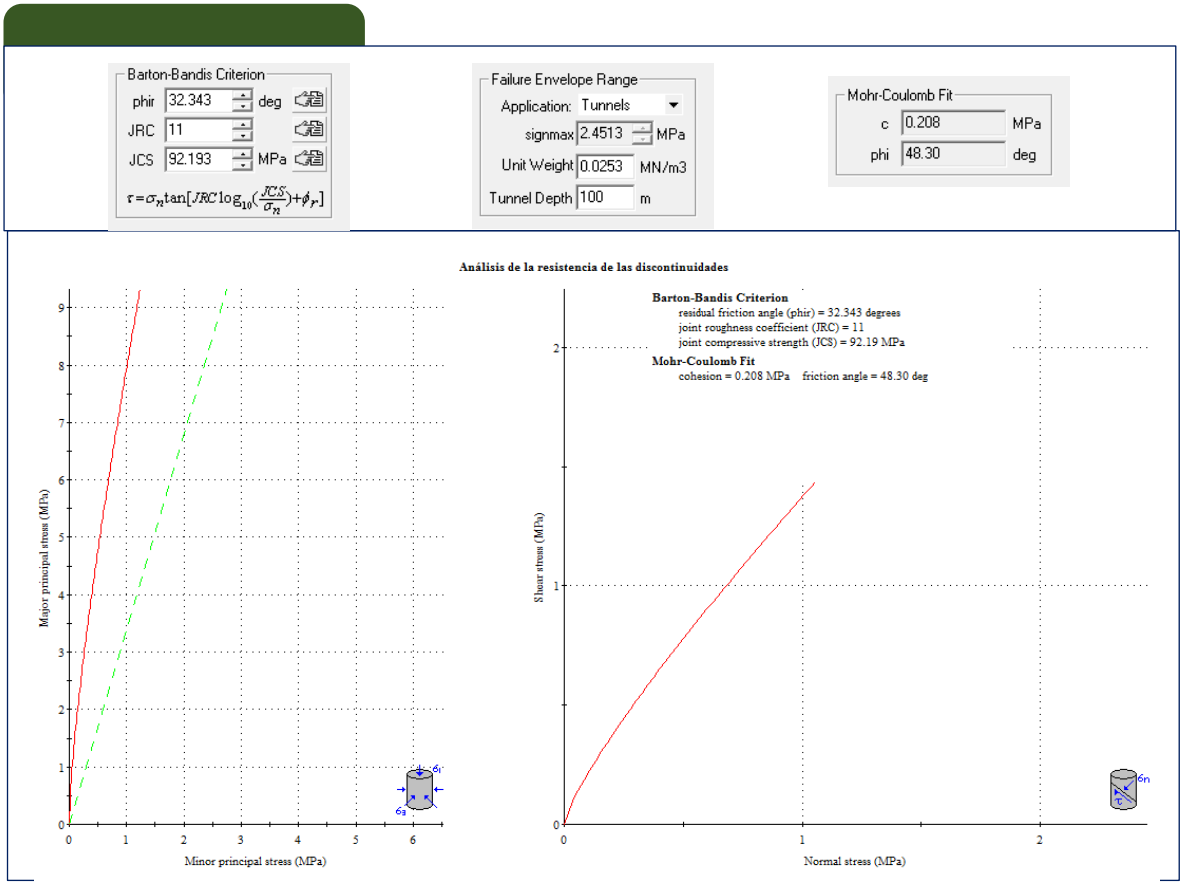
Tabla N° 15*: Criterio de rotura de Hoek y Brown.*

Criterio de Barton yBandis para macizo rocoso.									
sixma n (Mpa)	5	10	15	20	25	30	35	40	45
t (Mpa)	11.67	20.06	27.7	34.91	41.8	48.48	54.97	61.31	67.51

Fuente: *Propio (2018)*

Finalmente, haciendo los análisis en RocData tenemos que:

Figura N° 61: *Criterio de rotura de Hoek y Brown en RocData.*



Fuente: *Propio (2018)*

- **Módulo de deformabilidad del macizo rocoso.**

Para determinar la deformación del macizo rocoso de acuerdo a los ábacos según Hoek et al. (2002) está dado por:

En este caso nuestro $\sigma_{ci} = 91.06 \leq 100Mpa$

$$E_{mr}(Gpa) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \times \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \times 10^{\frac{GSI-10}{40}} ; si\ o\ solo\ si\ \sigma_{ci} \leq 100Mpa$$

De manera se conocen los siguientes datos:

$D = 0.5$; $GSI = 59.78$ *y* $\sigma_{ci} = 91.06$

Reemplazando tenemos que;

$$E_{mr}(Gpa) = \left(1 - \frac{0.5}{2}\right) \times \sqrt{\frac{91.06}{100}} \times 10^{\frac{59.78-10}{40}}$$

$$E_{mr} = 12.567\ Gpa$$

Para determinar la deformación del macizo rocoso de acuerdo el valor de deformabilidad obtenido según el resultado del laboratorio según Hoek & Diederichs (2006) está dado por:

$$E_{mr} = E_i \times \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60+15D-GSI}{11}}} \right)$$

Reemplazando;

$$E_{mr} = 14.53 \times \left(0.02 + \frac{1 - \frac{0.5}{2}}{1 + e^{\frac{60+15\times0.5-59.78}{11}}} \right)$$

$$E_{mr} = 3.90\ Gpa$$

- **Módulo de Poisson del macizo rocoso.**

Se hicieron algunos ajustes de la envoltura de Mohr – Coulumb en la envoltura de Hoek – Brown, obteniéndose la siguiente ecuación:

Para determinar el módulo de Poisson del macizo rocoso de acuerdo el valor de Modulo de Poisson obtenido según el resultado del laboratorio, está dado por:

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times GSI + \upsilon_i + 0.2$$

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times 59.78 + 0.33 + 0.2$$

$$\upsilon_{mr} = 0.65$$

Para determinar el módulo de Poisson del macizo rocoso de acuerdo las pruebas empíricas, está dado por:

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times GSI + 0.003 \times m_i + 0.457$$

$$\upsilon_{mr} = 0.002 \times 59.78 + 0.003 \times 17.7 + 0.457$$

$$\upsilon_{mr} = 0.63$$

- **Angulo de fricción y constante de cohesión del macizo rocoso.**

Del criterio generalizado de Hoek – Brown, tengo las siguientes ecuaciones y los anteriores calculados como sigue:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \times \left(\frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} \right) + s \right)^a$$

$$m_b = m = 17.7 \times e^{\left(\frac{59.78-100}{28-14\times0.5}\right)} = 2.607$$

$$s = e^{\left(\frac{59.78-100}{9-3\times0.5}\right)} = 0.00469$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-\left(\frac{59.78}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)} \right) = 0.503$$

Por lo tanto, los cálculos de los parámetros equivalentes serán:

$$\sigma_{cm} = \frac{\sigma_{ci} \times [m_b + 4 \times S - a \times (m_b + 8 \times S)] \times \left(\frac{m_b}{4} + S \right)^{a-1}}{2 \times (1 + a) \times (2 + a)}$$

$$\sigma_{cm} = \frac{91.06 \times [2.607 + 4 \times 0.00469 - 0.503 \times (2.607 + 8 \times 0.00469)] \times \left(\frac{2.607}{4} + 0.00469\right)^{0.503-1}}{2 \times (1 + 0.503) \times (2 + 0.503)}$$

$$\sigma_{cm} = 13.757$$

$$\sigma_3 = 0.47 \times \sigma_{cm} \times \left(\frac{\sigma_{cm}}{\gamma \times H}\right)^{-0.94}$$

$$\sigma_3 = 0.47 \times 13.757 \times \left(\frac{13.757}{2.481}\right)^{-0.94} = 1.292\ Mpa$$

$$\sigma_{3n} = \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}}$$

$$\sigma_{3n} = \frac{1.292}{91.06} = 0.0142$$

Luego se reemplazan en las siguientes ecuaciones principales:

$$c_{mr} = \frac{\sigma_{ci} \times [(1 + 2a) \times S + (1 - a) \times m_b \times (\sigma_{3n})] \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{(1 + a) \times (2 + a) \times \sqrt{1 + \left[\frac{6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{(1 + a) \times (2 + a)}\right]}}$$

$$c_{mr} = \frac{91.06 \times [(1 + 2 \times 0.503) \times 0.00469 + (1 - 0.503) \times 2.607 \times (0.0142)] \times (0.00469 + 2.607 \times 0.0142)^{0.503-1}}{(1 + 0.503) \times (2 + 0.503) \times \sqrt{1 + \left[\frac{6 \times 0.503 \times 2.607 \times (0.00469 + 2.607 \times 0.0142)^{0.503-1}}{(1 + 0.503) \times (2 + 0.503)}\right]}}$$

$$c_{mr} = 0.977\ Mpa$$

$$\emptyset_{mr} = arcsen\left(\frac{6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}{2 \times (1 + a) \times (2 + a) + 6 \times a \times m_b \times (S + m_b \times \sigma_{3n})^{a-1}}\right)$$

$$\emptyset_{mr} = arcsen\left(\frac{6 \times 0.503 \times 2.607 \times (0.00469 + 2.607 \times 0.0142)^{0.503-1}}{2 \times (1 + 0.503) \times (2 + 0.503) + 6 \times 0.503 \times 2.607 \times (0.00469 + 2.607 \times 0.0142)^{0.503-1}}\right)$$

$$\emptyset_{mr} = 56.647°$$

6. **Cálculos generales para el diseño.**

Para tener informaciones más completas, a continuación, se detallarán de la siguiente manera:

Por lo tanto el area por partes sera;

Longitud de arco: $Long.arc = \frac{2 \times \pi \times R_c \times \measuredangle_c}{360}$

$$Long.arc = \frac{2 \times \pi \times 0.77 \times 156}{360} = 2.096\ m$$

$$A_1 = \frac{\pi \times {R_c}^2 \times \measuredangle_c}{360} = \frac{\pi \times 0.77^2 \times 156}{360} = 0.807\ m^2$$

$$A_{2,3} = 2 \times \frac{b}{4} \times \left(h_h - h_g\right) = 2 \times \frac{1.5}{4} \times (1.18 - 1.03) = 0.113\ m^2$$

$$A_4 = b \times h_g = 1.5 \times 1.03 = 1.545\ m^2$$

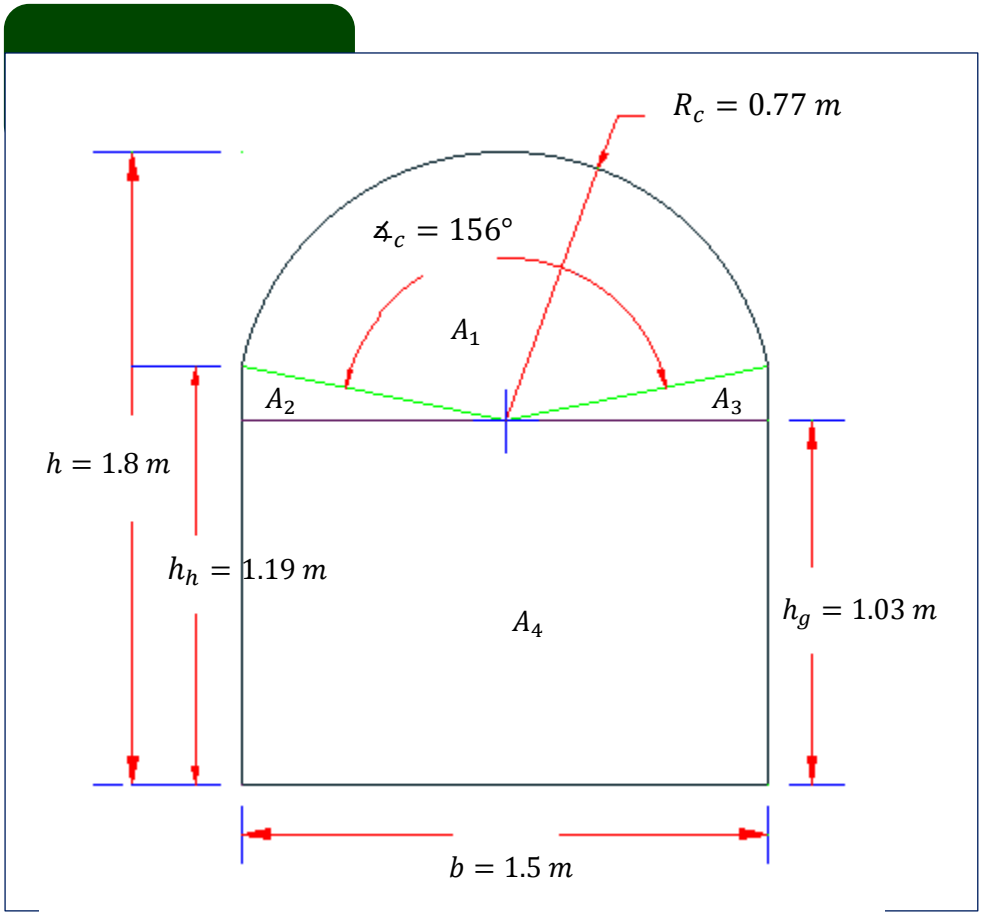
Por lo tanto, el área total será:

$$A = A_1 + A_{2,3} + A_4 = 2.465\ m^2$$

De donde el factor geométrico de la sección es:

$$Fcgs = \frac{A}{b \times h} = \frac{2.465}{1.5 \times 1.8} = 0.913$$

Figura N° 62: *Calculo de áreas de la sección.*



Fuente: *Propio (2018)*

Área de la sección de manera simplificada sera:

$$A = b \times h \times Fcgs = 1.5 \times 1.8 \times 0.91 = 2.567\ m^2$$

Cálculo de la longitud e taladro.

Para determinar dicha longitud de taladro se argumenta en dos teorías:

La primera es del ing. Rene Ojadas, señala que la perforación en los frentes como galería, subniveles, cruceros, rampas entre otros, debe cumplirse la siguiente relación para determinar la longitud del taladro.

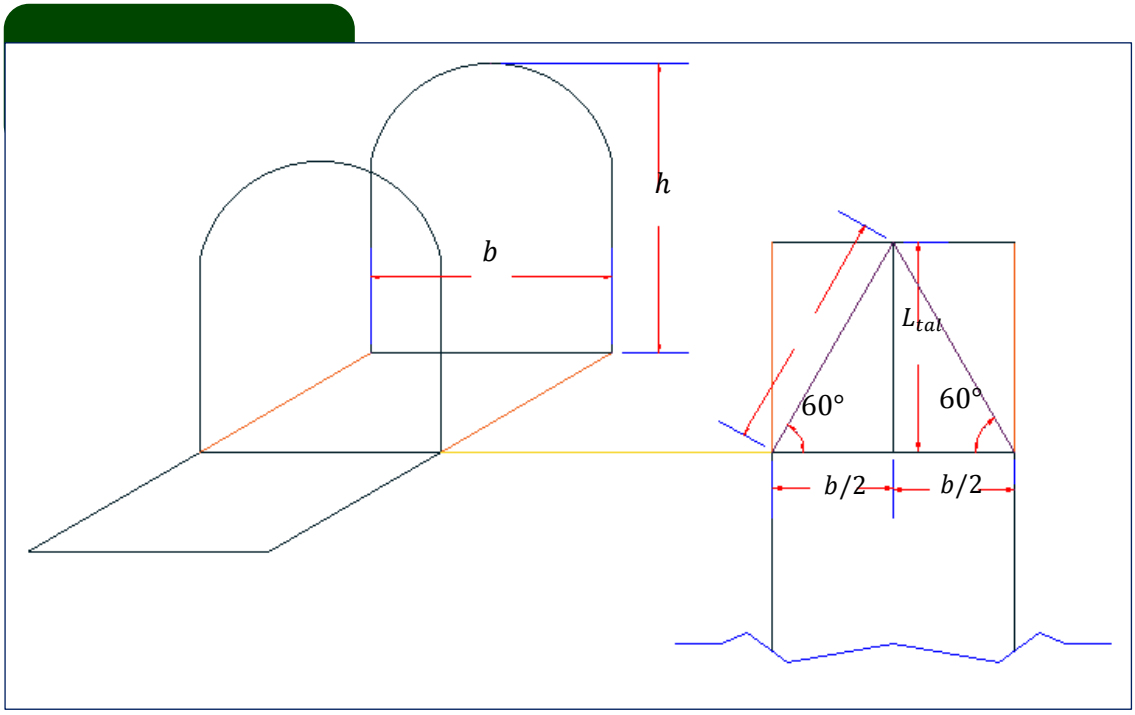
$$L_{tal} \leq \sqrt{A}$$

Reemplazando en este caso, tenemos que:

$$L_{tal} \leq \sqrt{2.567} = 1.602\ m$$

La segunda trata de como sigue:

Figura N° 63: *Calculo de áreas de la sección.*



Fuente: *Propio (2018)*

De esta grafica deducimos lo siguiente:

$$L_{tal} = \frac{b}{2} \times tg(60°) = \frac{\sqrt{3}}{2} \times b$$

Por lo tanto, la longitud del taladro es;

$$L_{tal} = \frac{\sqrt{3}}{2} \times 1.5 = 1.299\, m$$

De donde deducimos que $L_{tal} = 1.299 < 1.602$, entonces como cumple la condición se decide que la $L_{tal} = 1.22\, m = 4\, pies$, ya que esta medida existe en el mercado de accesorios, a continuación se muestran las eficiencias referenciales (antes de implementar) para el diseño,

Eficiencia de perforación.

Varía entre 85% – 95%; que queda calculado de la siguiente manera:

$$E_p = \frac{L_{tal}}{L_b} \times 100 = \frac{1.12}{1.22} \times 100 = 91.8\%$$

Eficiencia de voladura.

Varía entre 90% – 95%; que queda calculado de la siguiente manera:

$$E_v = \frac{L_{tal}}{L_{av}} \times 100 = \frac{1.0}{1.12} \times 100 = 98.21\ \%$$

7. **Determinación de numero de taladros por frente.**

$$N°tal = \frac{4 \times \sqrt{A}}{(0.7664 - 0.0033 \times RMR)} + A \times (0.0165 \times RMR + 0.6681) + 5$$

$$A = b \times h \times 0.913 = 1.5 \times 1.8 \times 0.913 = 2.465$$

$$N°tal = \frac{4 \times \sqrt{2.465}}{(0.7664 - 0.0033 \times 69.259)} + 2.465 \times (0.0165 \times 69.259 + 0.6681) + 5$$

$$N°tal = 21.4 \cong 22$$

8. **Calculo de constantes y factores.**

Calculo de parámetros de los explosivos.

- **Potencia:**

Para DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA®

Potencia Relativa por Peso (RWS).

Para calcular este valor de la potencia, se tiene usar la siguiente ecuación:

$$RWS_{LBF} = \frac{5}{6} \times \frac{Q}{Q_o} + \frac{1}{6} \times \frac{V}{Vo} = \frac{5}{6} \times \frac{3.640}{5} + \frac{1}{6} \times \frac{0.986}{0.85} = 0.8$$

$$RWS_{ANFO} = \frac{RWS_{LBF}}{0.84} = \frac{0.8}{0.84} = 0.952$$

- Presión de detonación.

Para DINAMITA FAMESA SEMIGELATINA®

Primera forma:

$$P_o D_e(Kpa) = \frac{\rho_e \times V_o {D_e}^2}{4} = \frac{1.12 \times 5100^2}{4} = 7\,282\,800\ Kpa$$

Segunda forma:

$$P_o D_e(kbar) = 2.5 \times 10^{-6} \times \rho_e \times V_o {D_e}^2 = 2.5 \times 10^{-6} \times 1.12 \times 5100^2 = 72.828\ Kbar$$

$$P_o D_e\left(\frac{kg}{cm^2}\right) = P_o D_e(kbar) \times 1019 = 83.106 \times 1019 = 74\,211.73\ kg/cm^2$$

Consumo especifico del explosivo propuesto por Ashby.

En función a RMR:

$$Ce = \frac{0.56 \times \rho_r \times \text{tg}\left(5 + \frac{RMR}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$Ce = \frac{0.56 \times 2.53 \times \text{tg}\left(5 + \frac{69.259}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 83.26}{3.3}}} = 0.552\ kg/m^3$$

Constante de roca.

El constante de roca generalizada se plantea de la siguiente manera:

$$C = 0.8784 \times Ce + 0.0052 = 0.8784 \times 0.552 + 0.0052 = 0.490\ kg/m^3$$

Factor de roca (A).

$$A = 96.667 \times Ce^3 - 138.5 \times Ce^2 + 75.883 \times Ce - 4.41$$

$$A = 96.667 \times 0.552^{\ 3} - 138.5 \times 0.552^{\ 2} + 75.883 \times 0.552 - 4.41 = 11.532$$

Índice de de volabilidad de Lilly (BI).

$$BI = \frac{Ce}{0.004} = \frac{0.552}{0.004} = 137.929$$

Factor de energia (FE).

$$FE = 30 \times Ce = 30 \times 0.552 = 16.51\ MJ/TM$$

9. **Diseño de los taladros de malla de perforación.**

9.1. **Cálculos generales para el diseño.**

Longitud de taladro.

$$L_{tal} = L_b \times E_p$$

$$Er_p = 1.22 \times 0.918 = 1.12\ m$$

Longitud avance.

$$L_{av} = L_{tal} \times E_v$$

$$L_{av} = 1.12 \times 0.981 = 1.10\ m$$

Error de perforación.

$$Er_p = \alpha \times L_b + ℮$$

$$Er_p = 0.01 \times 1.12 + 0.02 = 0.031\ m$$

9.2. **Diseño de arranque.**

Calculo de diámetro equivalente y numero de los taladros de alivio.

Longitud de avance requerido.

$$Lar = L_{av} = 1.1\ m$$

Calculo del diámetro equivalente ($\emptyset_{eq}$).

$$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$$

Longitud de avance esperado en función del diámetro equivalente (Lae).

$$Lae = 0.15 + 34.1\left(\emptyset_{eq}\right) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$$

INICIO

Leer $\emptyset_a$, L_b, E_p, E_v decimales

$Nta = 1$

$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$

$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$

Mientras que $Lae < Lar$ *hacer que*

$\emptyset_{eq} = \emptyset_a \times \sqrt{Nta}$

$Lae = 0.15 + 34.1(\emptyset_{eq}) - 39.4(\emptyset_{eq})^2$

$Nta = Nta + 1$

Fin de mientras

Escribir Nta, $\emptyset_{eq}$, Lae

FIN

De manera más explícita a continuación, se tienen los cálculos tanto de corte quemado y cilindro en Excel.

Tabla N° 16: *Calculo de Nta,* $\emptyset_{eq}$*, Lae para corte quemado y cilindro.*

Da	Nta	Deq	Lae
0.034	1	0.034	1.264
	2	0.048	1.699
	3	0.059	2.022
	4	0.068	2.287

Fuente: *Propio, (2018)*

Datos para el corte quemado.

$$Nta = 2 \ ; \ \emptyset_{eq} = 0.048 \ y \ Lae = 1.699$$

De manera que elegimos el corte quemado, haciendo unos ajustes en el número de taladros con un factor de seguridad de cara libres.

$$Nta = Nta \times Fs = 2 \times 1.5 = 3 \ taladros \ de \ alivio$$

Tomando así los valores de;

$$\emptyset_{eq} = 0.059 \ y \ Lae = 2.022$$

Calculo de burden.

Burden máximo equivalente.

$$B_{aq1} = B_{t1} = 1.57 \times \emptyset_{eq} = 1.57 \times 0.059 = 0.0925 \ m$$

Burden mínimo.

$$B_{t2} = 1.57 \times \emptyset_a = 0.0534 \ m$$

Burden practico.

$$B_{p1} = B_{t1} = 9.25 \ cm$$

$$B_{p2} = B_{t2} = 5.34 \ cm$$

Burden nominal:

$$B_n = 2 \times B_{p1}$$

Calculo de diámetro de alivio.

Diámetro de alivio máximo:

$$\emptyset_{\max alivio} = \frac{B_{p1}}{\pi} = 0.059\ m$$

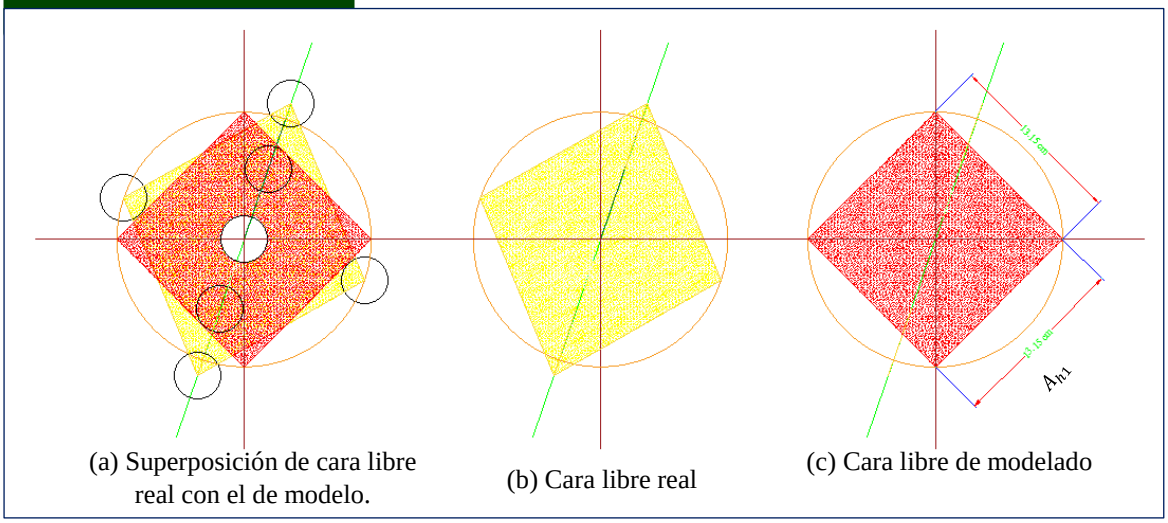
Diámetro de alivio mínimo:

$$\emptyset_{\min alivio} = \emptyset_{tal\ alivio} = 0.034\ m$$

Calculo de ancho de cara libre generada por dicho arranque.

En el siguiente apartado, se hace el diseño de caras libres generadas tanto de diseño real y su adaptación a figura geométrica conocida (área de modelado), siendo $A_{h1} = 13.15$

Figura N° 64: *Caras libre generadas de diseño real y de modelado.*



(a) Superposición de cara libre real con el de modelo. (b) Cara libre real (c) Cara libre de modelado

Fuente: *Propio (2018)*

Con el cálculo teórico.

$$A_{h1} = \sqrt{2} \times B_{p1} = \sqrt{2} \times 0.925 = 0.1308\ m$$

Calculo de longitud de carga.

Longitud de taco.

$$L_t = 10 \times \emptyset_c = 10 \times 0.034 = 0.34\ m$$

Longitud de carga.

De manera que se cumpla que:

$$L_c \leq \ ¾ \times L_{tal}$$

$$L_c \leq 0.84\ m$$

$$L_c = L_{tal} - L_t = 1.12 - 0.34 = 0.78\ m$$

Espaciamiento.

$$E_{alivios} = 0.02\ m$$

La asignación de esta medida se hace por las razones prácticas.

Calculo de concentración de carga lineal de explosivo.

Este formula es para calcular la concentración de carga de un mismo tipo de explosivos tanto en carga de fondo y columna.

$$q_{ar} = 55 \times \emptyset_c \times \left[\frac{B_{t1}}{\emptyset_{eq}}\right]^{1.5} \times \left[B_{t1} - \frac{\emptyset_{eq}}{2}\right] \times \left[\frac{c}{0.4}\right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_{ar} = 55 \times 0.034 \times \left[\frac{0.0925}{0.059}\right]^{1.5} \times \left[0.0925 - \frac{0.059}{2}\right] \times \left[\frac{0.490}{0.4}\right] \times \frac{1}{0.965} = 0.292\ kg/m$$

Número total de taladros de arranque.

$$N°\ tal_{alivios} = 3$$

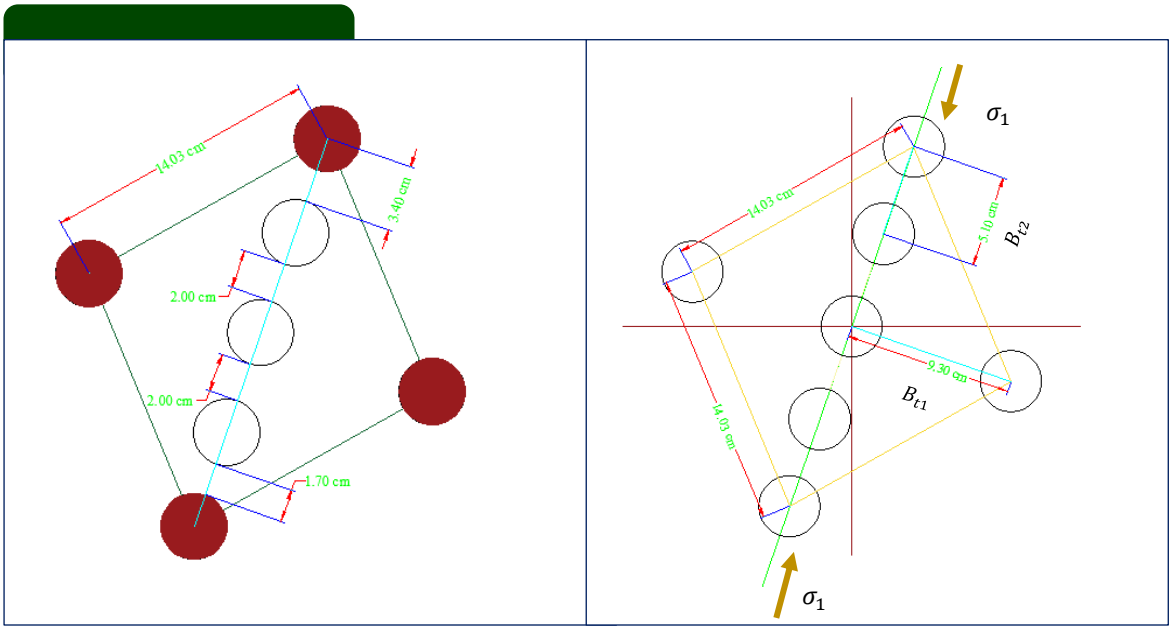
$$N°\ tal_{cargados} = 4$$

El número de taladros de alivio, se asignó anteriormente, del mismo modo se asignó 4 taladros de alivio, por razones de diseño geométrico de burden y espaciamiento de los taladros de alivio con respecto a los de cargado.

Diseño geométrico de la distribución de los taladros de arranque.

Según la dirección del esfuerzo principal mayor se diseña el arranque, de manera se tenga taladros de alivio en dirección a dichos esfuerzos principales (la ubicación de los taladros de alivio debe estar alineado en dirección al esfuerzo principal mayor).

Figura N° 65: *Diseño de arranque en dirección del esfuerzo principal mayor.*



Fuente: *Propio (2018)*

9.3. **Diseño de ayudas y sub-ayudas.**

Para las ayudas y subsiguientes ayudas de la malla de perforación, se usa la distribución geométrica rombo cuadrado inscrito, donde se cumple que la cantidad de cuadrantes depende de que el ancho del último cuadrante (A_{hi}) debe ser menor o igual a la raíz del avance, expresado como sigue:

$$A_{hi} \leq \sqrt{L_{ar}}$$

Pero en nuestro caso, se hará el uso de ese medio solo para una sección que lo llamaremos taladros de ayuda, de manera que a continuación, detallamos los cálculos analíticos para los taladros de ayuda.

Taladros de ayuda.

Para calcular esta sección, se utiliza la cara libre generada por el arranque, que presenta el siguiente dimensionamiento de anchura "$A_{h1} = 0.1315$" y que se conocen las concentraciones lineales de carga "$q_1 = q_{ay}$".

El burden para esta sección es de la siguiente manera:

Burden máximo equivalente.

$$B_{ay} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_{h\,(i-1)} \times q_{aq} \times RWS_{ANFO}}{\phi_c \times c}}$$

$$B_{ay} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.1315 \times 0.294 \times 0.952}{0.034 \times 0.49}} = 0.131\ m$$

El burden practico para esta sección es de la siguiente manera:

$$B_{ayp} = B_{ay} - Er_p = 0.131 - 0.031 = 0.1002\ m = 10.02\ cm$$

La dimensión de cara libre teorico será de la siguiente manera.

$$A_{h2} = \sqrt{2} \times \left(\frac{A_{h1}}{2} + B_{ayp}\right) = \sqrt{2} \times \left(\frac{0.1315}{2} + 0.1002\right) = 0.2782\ m$$

Calculo de concentración de carga lineal de explosivo.

Calculando las restricciones necesarias:

Existen algunas restricciones en cuanto a "B_{ay}" ya que debe satisfacer:

$$B_{ay} \leq 2 \times A_{h2}$$

$$0.1325 \leq 2 \times 0.2782 = 0.464\ m\ (correcto)$$

Entonces la concentración lineal será:

$$q_{ay} = \frac{32.3 \times \emptyset_c \times c \times B_{ay}}{RWS_{ANFO} \times \text{sen}\left[Arctg\left(\frac{A_{h2}}{2 \times B_{ay}}\right)\right]}$$

$$q_{ay} = \frac{32.3 \times 0.034 \times 0.49 \times 0.131}{0.952 \times \text{sen}\left[Arctg\left(\frac{0.2782}{2 \times 0.131}\right)\right]} = 0.2211\ kg/m$$

Calculo de longitud de carga.

De manera que es la misma que de los taladros de arranque.

$$L_c = 0.78\,m$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal_{cargados} = 4$$

Espaciamiento.

$$E_{real} = \frac{B_{ay}}{1.11} = \frac{0.131}{1.11} = 0.118\,m$$

9.4. **Diseño de arrastre.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

De manera que se cumple que;

$$f\ =\ 1.45\ y\ S/B\ =\ 1$$

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.2942 \times 0.952}{0.49 \times 1.45 \times (1)}} = 0.5690\,m$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p = 0.5690 - 1.12 \times sen(3°) - 0.031 = 0.4792\,m$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1 \times B_t = 1 \times 0.5690 = 0.569\,m$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) = 0.569\ - 1.12 \times sen(3°) = 0.510\,m$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{b}{E_{cg}}\right) = Numero\ entero\left(\frac{1.5}{0.510}\right) = 3\ espacios$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1 = 3 + 1 = 4\ tal$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{b}{N°\ tal} = \frac{1.5}{4} = 0.5\,m$$

9.5. **Diseño de corona.**

Cálculo de burden.

En caso que la voladura no sea controlada, los cálculos se realizan como de los arrastres, con siguiente ecuación:

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f(S/B)}}$$

Donde:

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación $S/B = 1.25$

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.2942 \times 0.952}{0.49 \times 1.2 \times (1.25)}} = 0.5594\ m$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p = 0.5594 - 1.12 \times sen(3°) - 0.031 = 0.4696\ m$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t = 1.25 \times 0.5594 = 0.699\ m$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) = 0.699 \ - 1.12 \times sen(3°) = 0.641\ m$$

Numero de espaciamientos.

$$Larc = 2.0965\ m$$

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{Larc}{E_{cg}}\right) = Numero\ entero\left(\frac{2.0965}{0.641}\right) = 3\ espacios$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1 = 3 + 1 = 4\ tal$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{Larc}{N°\ tal} = \frac{2.0965}{4} = 0.6988\ m$$

9.6. **Diseño de cuadradores.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

Dónde:

f = 1.45

S/B = l.25

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.2942 \times 0.952}{0.49 \times 1.45 \times (1.25)}} = 0.5089\, m$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p = 0.5089 \ - 1.12 \times sen(3°) - 0.031 = 0.4191\, m$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t = 1.25 \times 0.5089 \ = 0.636\, m$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) = 0.636 \ - 1.12 \times sen(3°) = 0.578\, m$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{h_h - B_{ar\,p}}{E_{cg}}\right) = Numero\ entero\left(\frac{1.1906 - 0.4792}{0.578}\right)$$

$$N°E = 2\ espacios$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E = 2\ tal$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{h_h - B_{ar\,p}}{N°\ tal} = \frac{1.1906 - 0.4792}{2} = 0.3557\, m$$

9.7. **Diseño de auxiliares de arrastre.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

De manera que se cumple que;

$$f = 1.45 \; y \; S/B = 1.25$$

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.2942 \times 0.952}{0.49 \times 1.45 \times (1.25)}} = 0.5089\, m$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p = 0.5089 - 1.12 \times sen(3°) - 0.031 = 0.4191\, m$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t = 1.25 \times 0.5089 = 0.636\, m$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) = 0.636 \; - 1.12 \times sen(3°) = 0.578\, m$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{b - 2 \times B_{cuad}}{E_{cg}}\right) = Num\ ent.\left(\frac{1.5 - 2 \times 4191}{0.578}\right) = 2\ espacios$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1 = 2 + 1 = 3\ tal$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{b - 2 \times B_{cuad}}{N°\ tal} = \frac{1.5 - 2 \times 4191}{3} = 0.3309\, m$$

9.8. **Diseño de auxiliares de corona.**

Cálculo de burden.

En caso que la voladura no sea controlada, los cálculos se realizan como de los arrastres, con siguiente ecuación:

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f(S/B)}}$$

Donde:

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación $S/B = 1.25$

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.2942 \times 0.952}{0.49 \times 1.2 \times (1.25)}} = 0.5594\, m$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p = 0.5594 - 1.12 \times sen(3°) - 0.031 = 0.4696\, m$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t = 1.25 \times 0.5594 = 0.699\, m$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) = 0.699 \ - 1.12 \times sen(3°) = 0.641\, m$$

Numero de espaciamientos.

$$Larc\ disponible = 0.7662\, m$$

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{Larc\ dis}{E_{cg}}\right) = Numero\ entero\left(\frac{0.7662}{0.641}\right) = 2\ esp$$

Numero de taladros.

$$N°\ tal = N°E + 1 = 2 + 1 = 3\ tal$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{Larc\ dis}{N°\ tal} = \frac{0.7662}{4} = 0.3831\, m$$

9.9. **Diseño de auxiliares de cuadradores.**

Calculo de burden.

Burden teórico.

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{q_{ay} \times RWS_{ANFO}}{c \times f \times (S/B)}}$$

Dónde:

$$f \ = \ 1.45 \ y \ S/B \ = \ l.25$$

$$B_t = 0.9 \times \sqrt{\frac{0.2942 \times 0.952}{0.49 \times 1.45 \times (1.25)}} = 0.5089\, m$$

Burden practico.

$$B_p = B_t - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) - Er_p = 0.5089 \ - 1.12 \times sen(3°) - 0.031 = 0.4191\, m$$

Espaciamiento maximo.

Se ala relación entre E y B.

$$\frac{E_{max}}{B_t} = 1.25$$

Entonces el espaciamiento será;

$$E_{max} = 1.25 \times B_t = 1.25 \times 0.5089 \ = 0.636\, m$$

Espaciamiento corregido.

$$E_{cg} = E_{max} - L_{tal} \times \text{sen}(\gamma) = 0.636 \ - 1.12 \times sen(3°) = 0.578\ m$$

Numero de espaciamientos.

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{(h_h - B_{ar\,p}) - (B_{ar\,ax\,p} + B_{c\,ax\,p})}{E_{cg}}\right)$$

$$N°E = Numero\ entero\left(\frac{(1.1906 - 0.4792) - (0.4191 + 0.4696)}{0.578}\right)$$

$$N°E = -1\ espacios$$

Significa que ya no hay más espacios, para los taladros auxiliares de cuadradores, pero para tener una distribución geométrica notable, se debe agregar 1 tal más en cada lado.

Numero de taladros.

$$N°\ tal = 2\ tal$$

Espaciamiento real.

$$E_{real} = \frac{h_h - B_{ar\,p}}{N°\ tal} = \frac{1.1906 - 0.4792}{2} = 0.3557\ m$$

En el anexo se muestran a detalle los "Cálculos analíticos de diseño geométrico de malla de perforación".

Resumiendo, las distribuciones analíticas de los taladros tenemos lo siguiente:

Tabla N° 17: *Distribución analítica de los taladros de malla perforación.*

Nomenclatura de los taladros		B	E	N° espac.	Sub N° tal	N° tal
Arranque	Alivios	0.0925			3	3
	Cargados				4	4
Ayuda		0.100			4	4
Arrastre		0.4792	0.5000	3	4	4
Corona		0.4696	0.6988	3	4	4
Cudradores		0.4191	0.3557	2	2	4
Auxiliar arrastre		0.4191	0.3309	2	3	3
Auxiliar corona		0.4696	0.3831	2	3	3
Auxiliar cuadradores		0.4191	0.3966		1	2
Subtotal sin arranque						24
Total cargados						28
Total por frente						31

Fuente: *Propio (2018)*

10. **Diseño de carguío de los explosivos.**

Cálculos generales

Longitud de taladro y Metraje de avance lineal.

$$L_{tal} = 1.12\ m\ \ y\ \ L_{av} = 1.1\ m$$

Volumen roto por disparo.

$$V_{roto} = A \times L_{av} \times F_{esp} = 2.465\ \times 1.1 \times 1.59 = 4.311\ m^3$$

Volumen in-situ.

$$V_{insitu} = A \times L_{av} = 2.565 \times 1.1 = 2.711\ m^3$$

Tonelaje rotas por disparo.

$$Tn = A \times L_{av} \times \rho_r = 2.7115 \times 2.53 = 6.86\ TM$$

Factor de carga total por disparo.

El factor de carga es determinado a base de la clasificación geomecanica RMR, como tenemos lo siguiente;

$$F_c = \frac{kg\ de\ explosivo\ total}{V_{insitu}}$$

$$F_c = FC = 0.0302 \times RMR - ln\left(S^{(0.0047 \times RMR + 0.2775)}\right) + 1.1615$$

$$F_c = 0.0302 \times 69.259 - ln\left(2.565^{(0.0047 \times 69.259 + 0.2775)}\right) + 1.1615$$

$$F_c = 2.709\ kg/m^3$$

Carga total por disparo.

$$Q_t = F_c \times V_{insitu} = 2.709\ \times 2.711 = 7.345\ kg/frent$$

Factor de potencia.

$$F_p = \frac{Q_t}{Tn} = \frac{7.345}{6.860} = 1.071\ kg/TM$$

Factor de carga total lineal.

$$F_{cl} = \frac{Q_t}{L_{av}} = \frac{7.345}{1.1} = kg/ml$$

Numero de cartuchos por disparo.

$$N°\ cart\ disparo = \frac{Q_t}{Peso\ unitario\ del\ expl.\ (kg)} = \frac{7.345}{0.07911} = 92.847\ cart/frent$$

Cantidad promedio de explosivo por taladro.

Para 22 taladros.

$$Q_e = \frac{Q_t}{N°tal} = \frac{7.345}{22} = 0.334\ kg/tal$$

$$N°cartprom/tal = \frac{N°cart\ disparo}{N°tal} = \frac{92.847}{22} = 4.22 \cong 4\ cart/tal$$

Para 25 taladros.

$$Q_e = \frac{Q_t}{N°tal} = \frac{7.345}{25} = 0.294\ kg/tal$$

$$N°cartprom/tal = \frac{N°cart\ disparo}{N°tal} = \frac{92.847}{25} = 3.71 \cong 4\ cart/tal$$

Para 28 taladros.

$$Q_e = \frac{Q_t}{N°tal} = \frac{7.345}{28} = 0.262\ kg/tal$$

$$N°cartprom/tal = \frac{N°cart\ disparo}{N°tal} = \frac{92.847}{28} = 3.315 \cong 3\ cart/tal$$

Cantidad de explosivo (número de cartucho) para de diseño de malla.

La asignación de la cantidad de explosivos por taladro, se hace a base de las áreas de influencia generada por taladro, la disposición de cara libre y por ultimo lo más importante la secuencia del encendido.

Como una referencia se tomó los siguientes criterios:

Para arranque:

$$kg\ expl/tal = Factor(1.3)\ \times (kg\ expl\ prom/tal)$$

Para ayudas y subayudas:

$$kg\ expl/tal = Factor(1.1) \times (kg\ expl\ prom/tal)$$

Para cuadradores:

$$kg\ expl/tal = Factor(0.9) \times (kg\ expl\ prom/tal)$$

$$N°\ cart/tal = \frac{kg\ expl/tal}{Peso\ unitario\ del\ expl.(kg)}$$

Para producción:

$$kg\ expl/tal = Factor(0.3) \times kg\ expl\ prom/tal$$

Para corona:

$$kg\ expl/tal = Factor(0.3) \times kg\ expl\ prom/tal$$

Para arrastre:

$$kg\ expl/tal = kg\ de\ explosivos\ total - \sum kg\ de\ expl\ de\ los\ demás$$

Para 28 taladros.

Tabla N° 18: *Distribución de la carga explosiva por cada nomenclatura de la malla.*

Kg de explosivo y numero de cartucho para la nomenclatura de diseño de malla.							
	Factor	kg expl/tal	#1/2 cart	#1/2 cart/tal	#cart/tal	kg expl./nom	#cart/nom
Arranque	1.4	0.367	9.28	9	4.5	1.469	18.0
Ayuda	1.2	0.315	7.96	8	4.0	1.259	16.0
Arrastre	1.0	0.262	6.62	7	3.5	1.047	14.0
Corona	0.8	0.210	5.31	5	2.5	0.839	10.0
Cudradores	1	0.262	6.63	7	3.5	1.049	14.0
Axiliar arrastre	0.75	0.197	4.97	5	2.5	0.590	7.5
Auxiliar corona	0.72	0.189	4.77	5	2.5	0.567	7.5
Auxiliar cuadradores	1	0.262	6.63	7	3.5	0.525	7.0
TOTAL						7.345	94.000

Fuente: *Propio (2018)*

11. **Calculo de burden nominal y factor de seguridad.**

Tabla N° 19: *Burden nominal y el factor de seguridad.*

Nomenclatura	Bn t	Fct	PoDtal	FS	FS teorico	Bn cg 1	Bn cg 2
	m	kg/tal	kpa			m	m
Arranque	0.1849	0.3054	1454192.1	4.321	6	0.1849	0.1427
Ayuda	0.2003	0.2715	1292615.2	3.485	5	0.2003	0.1499
Arrastre	0.9583	0.2375	1131038.3	0.549	4	0.9583	0.1608
Corona	0.9392	0.1697	807884.5	0.400	3	0.9392	0.1548
Cudradores	0.8382	0.2375	1131038.3	0.631	3	0.8382	0.2031
Axiliar arrastre	0.8382	0.1697	807884.5	0.451	2	0.8382	0.2151
Auxiliar corona	0.9392	0.1697	807884.5	0.400	2	0.9392	0.2151
Auxiliar cuadradores	0.8382	0.2375	1131038.3	0.631	2	0.8382	0.2876

Fuente: *Propio (2018)*

De esta tabla, se puede decir que el factor de seguridad aumenta cuanto más los taladros estén cerca al punto de partida de la secuencia de disparo.

Cuando se tenga caras libres menores entonces, el factor de seguridad será más alto, lo que conlleva interpretar lo siguiente:

Cuando se realice la distribución de las cargas explosivos se debe tener en cuenta estos resultados de factor de seguridad, de forma que el que tenga mayor factor de seguridad será cargado cuantas veces sea mayor, y el que tenga menor será disminuido cuantas veces sea menor, respecto a la carga explosiva promedio.

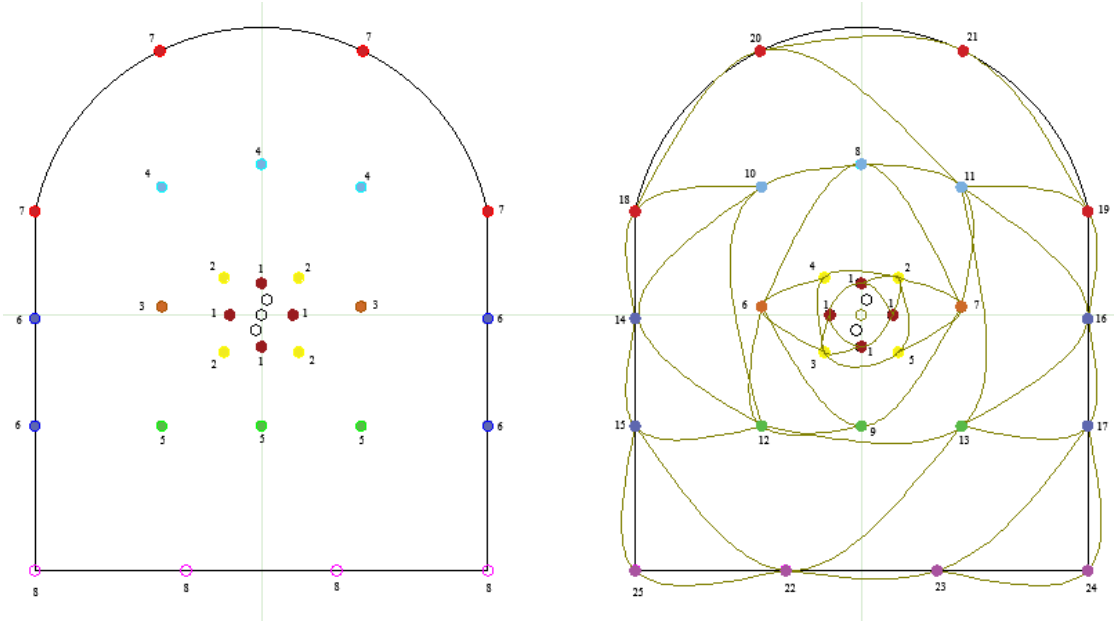
12. **Diseño de malla en AutoCAD.**

En las siguientes figuras se detallan el diseño de malla de perforación patrón y sus respectivos ajustes.

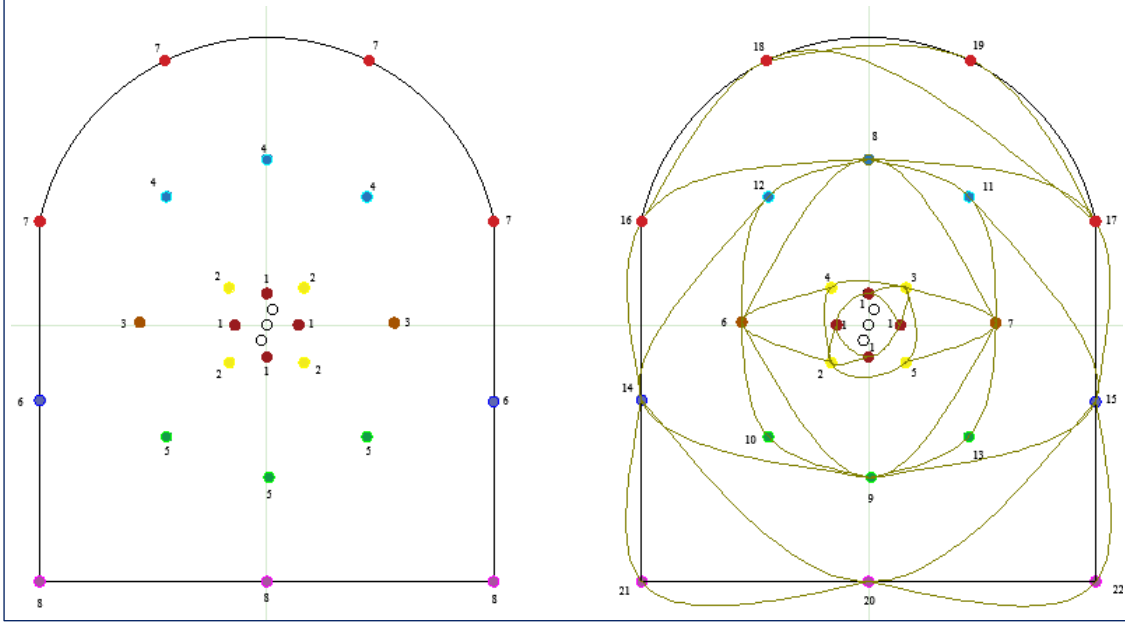
Figura N° 66: *Diseño de malla de perforación con 28 y 25 taladros por frente.*

Distribución de taladros, secuencia del chispeo y área de afectación por la voladura.

Esquema de perforación para 28 taladros cargados y 3 taladros de alivio.



Esquema de perforación para 25 taladros cargados y 3 taladros de alivio.

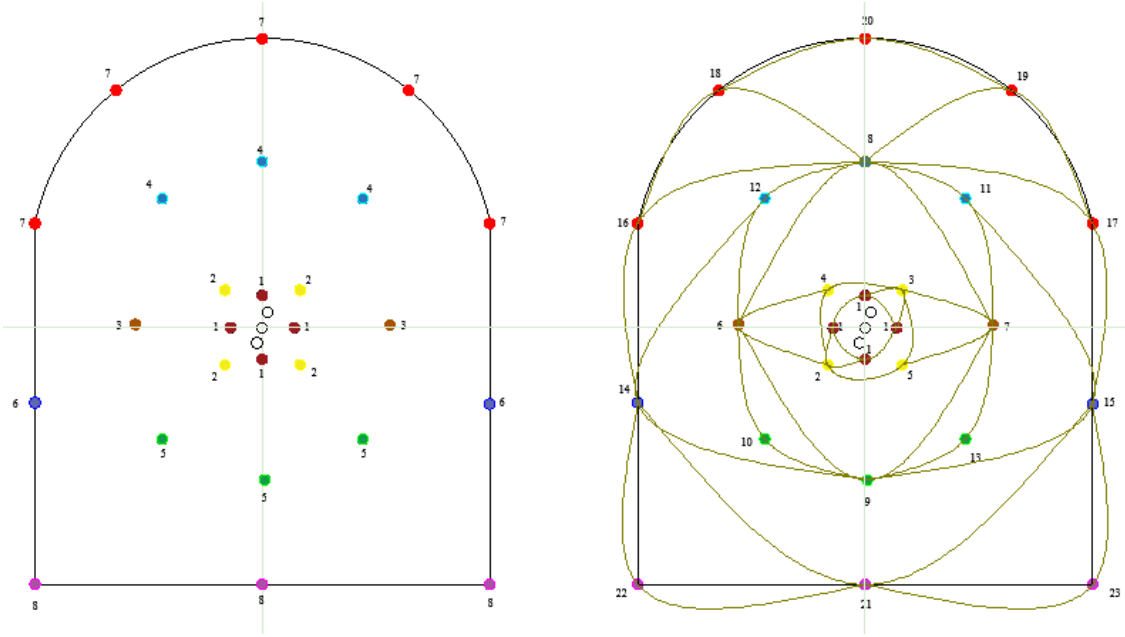


Fuente: *Propio (2018)*

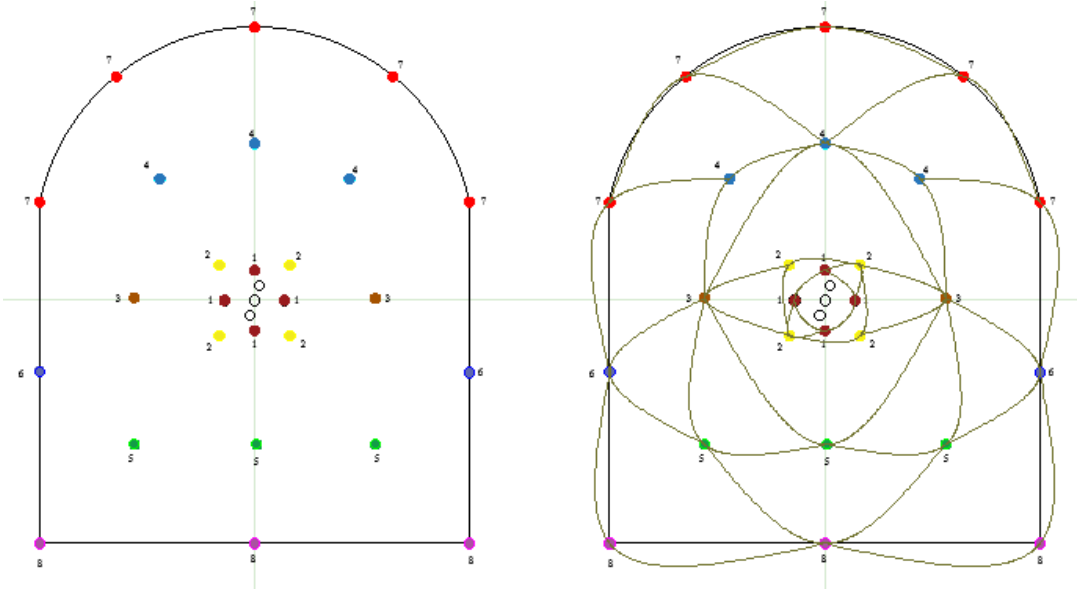
Figura N° 67: *Diseño de malla de perforación con 26 taladros por frente.*

Distribución de taladros, secuencia del chispeo y área de afectación por la voladura.

Esquema de perforación para 26 taladros cargados y 3 taladros de alivio.



Esquema de perforación para 26 taladros reubicados

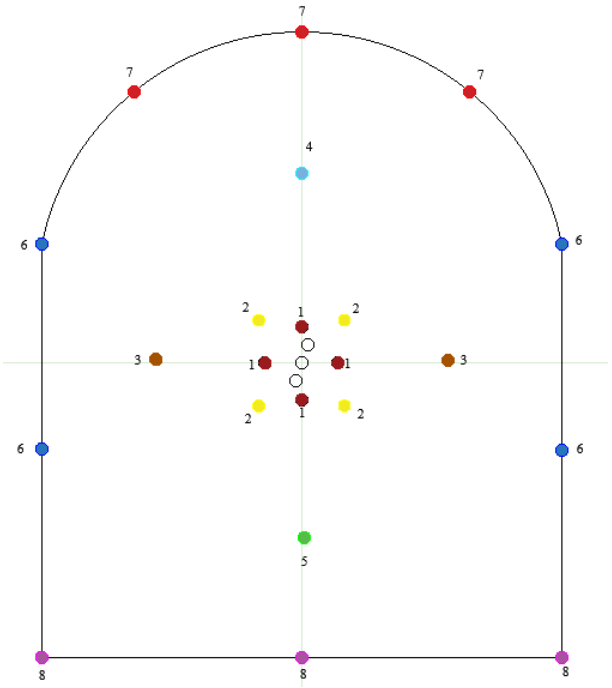


Fuente: *Propio (2018)*

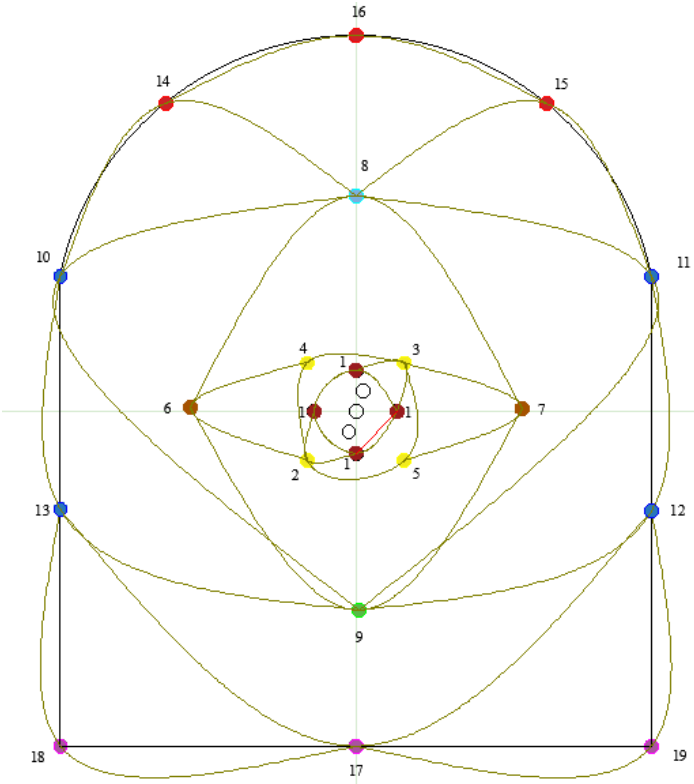
Figura N° 68: *Diseño de malla de perforación con 22 taladros por frente.*

Distribución de taladros, secuencia del chispeo y área de afectación por la voladura.

Esquema de perforación para 22 taladros cargados y 3 taladros de alivio.



Esquema de secuencia de salida de los taladros.



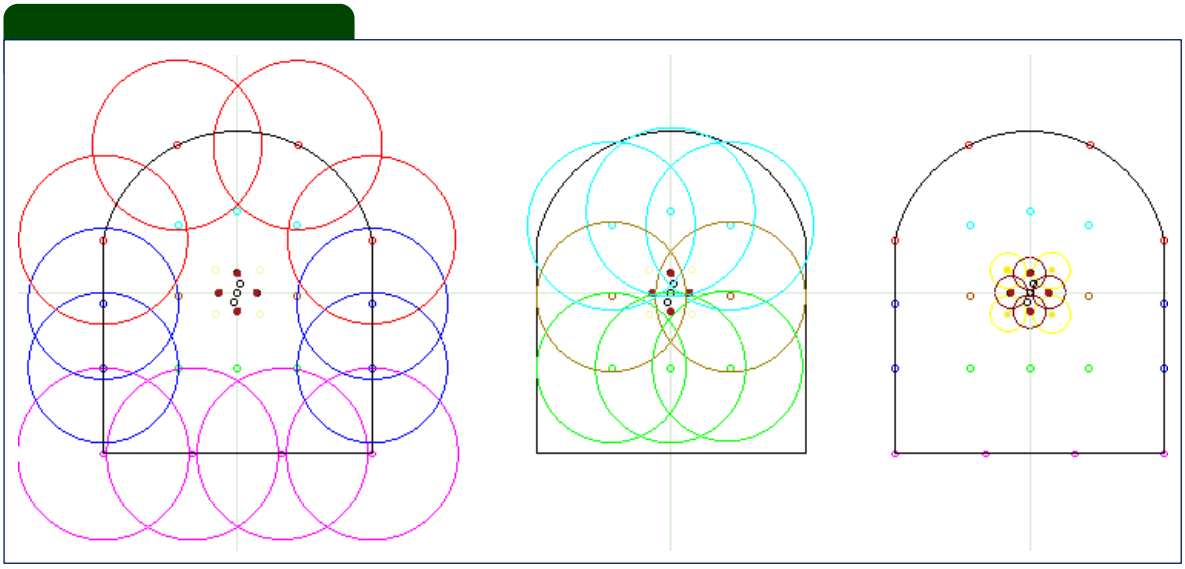
Fuente: *Propio (2018)*

13. **Análisis y ajuste de la malla de perforación.**

❖ **Área de influencia de los taladros.**

En los siguientes esquemas se detallarán las áreas de influencia generadas por cada uno de los taladros en el frente de perforación.

Figura N° 69: *Área de influencia de los taladros de malla de perforación.*



Fuente: *Propio (2018)*

❖ **Ajuste de número y ubicación de los taladros.**

De acuerdo al área de influencia generada por cada uno de los taladros de perforación, se analiza de la siguiente manera:

Al colocar las áreas de influencias de los taladros de los contornos, se puede apreciar que al medio de todos ellos existe un espacio vacío, como se indica en la figura anterior, lo cual se utilizara para el diseño de los taladros auxiliares.

De la misma forma analizamos para los taladros auxiliares, obteniéndose así un espacio vacío, que propiamente servirá para ubicar los taladros de ayuda y de arranque, como sea el caso.

Después de haber ubicado todos los taladros, que se calcularon a base de las formulaciones matemáticas, se procede a verificar, las concentraciones de las áreas de influencias de todos los taladros; si existe una mayor concentración de las intenciones de estas áreas, dará conocer que hay taladros que no hacen ningún o mínimo trabajo, con relación a los demás, si fuera al contrario dará conocer que faltan taladros o que se deben reubicar.

Cuando ya se tenga la idea de estas concentraciones de los taladros, podemos hacer las modificaciones correspondientes al número y ubicación de los taladros, de manera

que solo se cumpla de que la distribución sea efectiva para que todos los taladros tengan un trabajo optimizado.

Hay que tener mucho cuidado en ubicar los taladros calculados en el diseño de malla de perforación patrón, ya que puede traer problemas si se disminuye muchos o se reubica incorrectamente.

En el presente estudio, se siguieron estos pasos para reubicar y disminuir los taladros:

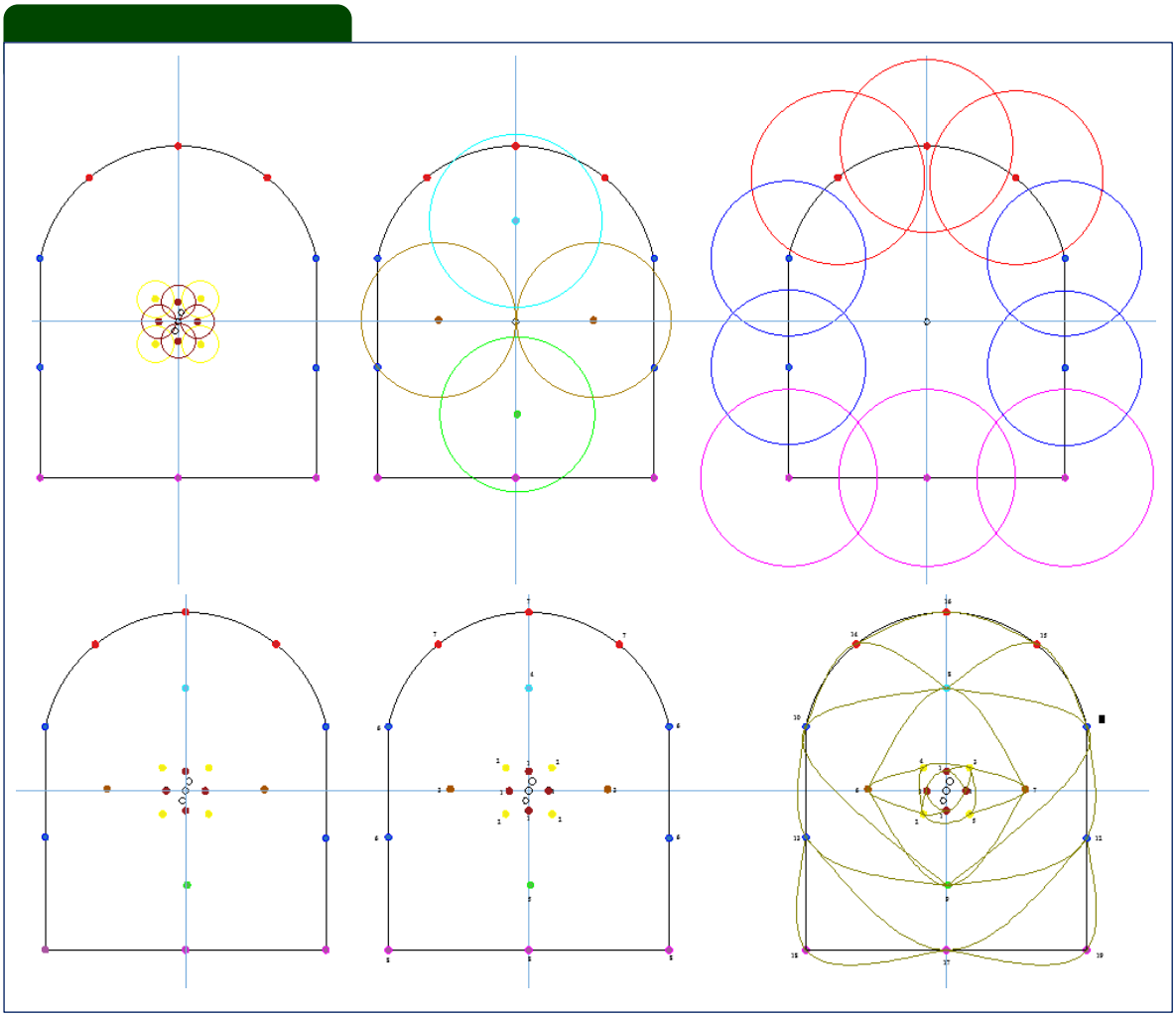
- Diseñara la malla de perforación patrón, con las formulaciones matemáticas.
- Graficar las áreas influencia de todos los taladros, para que no haya una mala visualización de estas áreas, se procede a graficar las áreas de influencia por partes, ya sea de los taladros de contorno (incluye taladros de arrastre, cuadradores y corona), de los taladros auxiliares, taladros de ayuda y taladros de arranque.
- Después que se haya ubicado todos los taladros, se verifica si la ubicación del arranque está en el espacio vacío generado por los taladros de contorno, si es esta como se indica, no se modifica la ubicación, pero si eta fuera del centro del espacio, se reubica el centro de dicho espacio, bueno para nuestro caso fue la última.
- Luego se procede a verificar las altas y mínimas concentraciones de las intersecciones de las áreas de influencia.
- En el caso de este trabajo, se pudo observar que había altas concentraciones y mínimas de las dichas intersecciones de áreas mencionadas anteriormente, lo cual se procedió a disminuir en primer lugar 1 taladro de arrastre, 2 taladros de cuadradores.
- Continuando el análisis, apreciamos que los taladros de corona, necesitaban uno más para dar el perfilado curvo sin dificultad. Por esta sencilla razón se procede a aumentar un taladro más en la dicha corona.
- Finalmente se opta hacer simulaciones de las secuencias de salida de los taladros, lo cual se observó que existe 4 taladros auxiliares que no hacen un trabajo efectivo, por tal sentido se disminuyó 4 taladros más obteniendo así 22 taladros cargados por frente.
- Es preciso mencionar que el diseño de la malla, solo se disminuyeron el número de taladros y no la cantidad de explosivos.

  Es importante dar a conocer que el proceso del desarrollo de la tesis, se procedieron hacer las pruebas correspondientes de los 6 diseños de malla de perforación, siendo los más efectivos y económicos los diseños de 25 y 22

taladros, pero la que se utilizó en el desarrollo del proyecto de la cortada fue del diseño de 22 taladros.

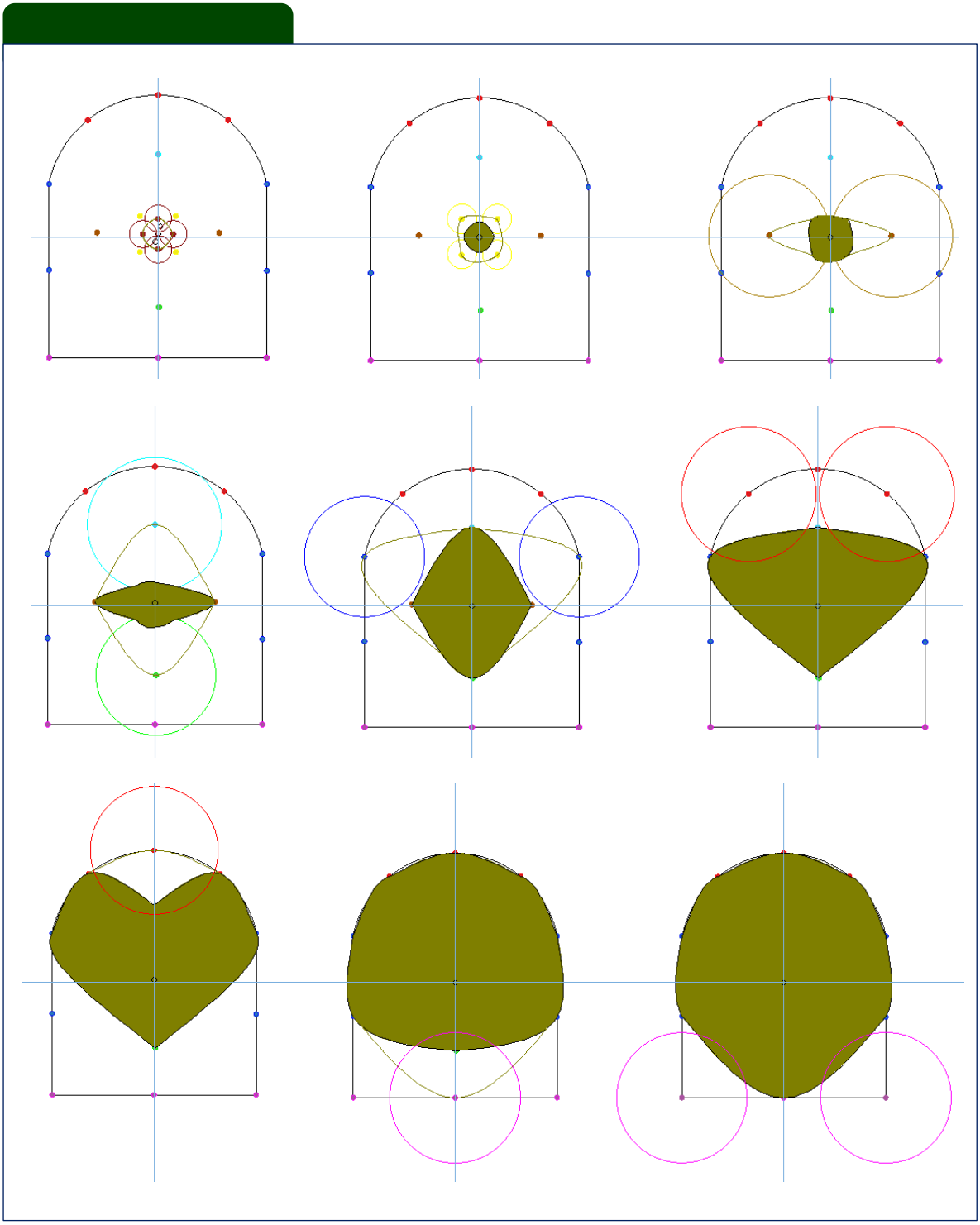
En las siguientes imágenes se detallan los procesos mencionados.

Figura N° 70: *Diseño de malla de perforación de 22 taladros con área de influencia.*



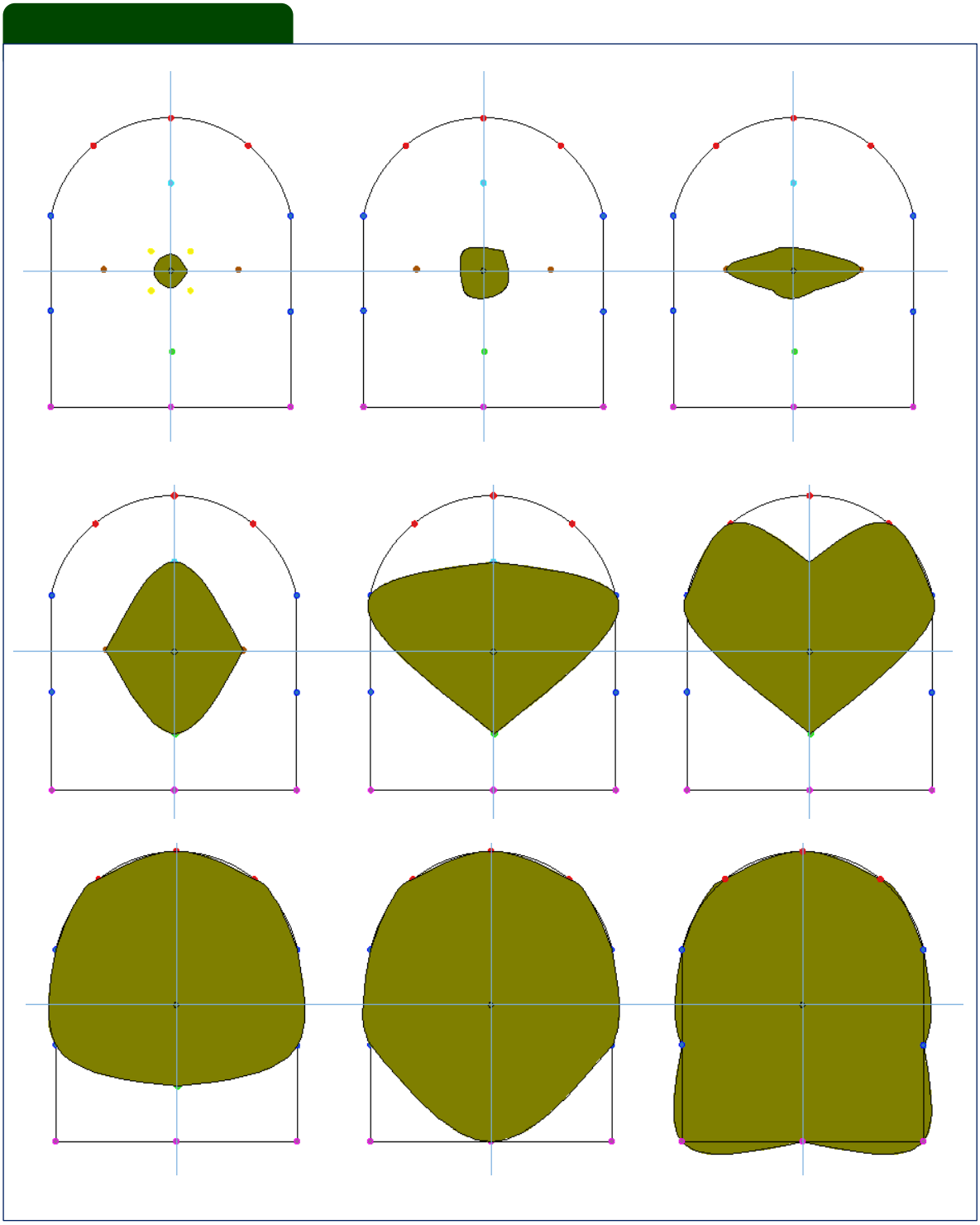
Fuente: *Propio (2018)*

Figura N° 71: *Área de influencia y su relación con la cara libre generada.*



Fuente: *Propio (2018)*

Figura N° 72: *Secuencia de salida de los taladros.*



Fuente: *Propio (2018)*

- **Determinación de la carga explosiva para cada diseño de malla.**

  Para 28 taladros.

Tabla N° 20: *Distribución de los taladros en la malla de perforación.*

Nomenclatura de los taladros		B	E	N° espac.	Sub N° tal	N° tal
Arranque	Alivios	0.0925			3	3
	Cargados				4	4
Ayuda		0.100	0.2125		4	4
Arrastre		0.4792	0.5000	3	4	4
Corona		0.4696	0.6988	3	4	4
Cudradores		0.4191	0.3557	2	2	4
Auxiliar arrastre		0.4191	0.3309	2	3	3
Auxiliar corona		0.4696	0.3831	2	3	3
Auxiliar cuadradores		0.4191	0.3966	1	1	2
Subtotal sin arranque						24
Total cargados						28
Total por frente						31

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 21: *Cantidad de explosivo para cada nomenclatura del diseño de malla.*

	Kg de explosivo y numero de cartucho para la nomenclatura de diseño de malla.							
		Factor	kg expl/tal	#1/2 cart	#1/2 cart/tal	#cart/tal	kg expl./nom	#cart/nom
1	***Arranque***	1.3	0.341	8.62	9	4.5	1.364	18.0
2	***Ayuda***	1.1	0.289	7.30	7	3.5	1.154	14.0
4	***Arrastre***	1.2	0.308	7.79	8	4.0	1.233	16.0
6	***Corona***	0.7	0.184	4.64	5	2.5	0.735	10.0
3	***Cudradores***	1	0.262	6.63	7	3.5	1.049	14.0
5	***Axiliar arrastre***	0.9	0.236	5.97	6	3.0	0.708	9.0
6	***Auxiliar corona***	0.8	0.210	5.31	5	2.5	0.630	7.5
5	***Auxiliar cuadradores***	0.9	0.236	5.97	6	3.0	0.472	6.0
	TOTAL						7.345	94.500

Fuente: *Propio (2018)*

Para 26 taladros.

Tabla N° 22: *Distribución de los taladros en la malla de perforación.*

Nomenclatura de los taladros		B	E	N° espac.	Sub N° tal	N° tal
Arranque	Alivios	0.0925			3	3
	Cargados				4	4
Ayuda		0.100	0.2125		4	4
Arrastre		0.4792	0.7500	3	3	3
Corona		0.4696	0.5240	3	5	5
Cuadradores		0.4191	0.6000	2	1	2
Auxiliar arrastre		0.4191	0.3309	2	3	3
Auxiliar corona		0.4696	0.3831	2	3	3
Auxiliar cuadradores		0.4191	0.3966	1	1	2
Subtotal sin arranque						22
Total cargados						26
Total por frente						29

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 23: *Cantidad de explosivo para cada nomenclatura en la malla de perforación.*

	Kg de explosivo y numero de cartucho para la nomenclatura de diseño de malla.							
		Factor	kg expl/tal	#1/2 cart	#1/2 cart/tal	#cart/tal	kg expl./nom	#cart/nom
1	***Arranque***	1.3	0.367	9.28	9	4.5	1.469	18.0
2	***Ayuda***	1.1	0.311	7.86	8	4.0	1.243	16.0
4	***Arrastre***	1.33	0.377	9.52	10	5.0	1.130	15.0
6	***Corona***	0.7	0.198	5.00	5	2.5	0.989	12.5
3	***Cuadradores***	1	0.283	7.14	7	3.5	0.565	7.0
5	***Axiliar arrastre***	0.9	0.254	6.43	6	3.0	0.763	9.0
6	***Auxiliar corona***	0.8	0.226	5.71	6	3.0	0.678	9.0
5	***Auxiliar cuadradores***	0.9	0.254	6.43	6	3.0	0.509	6.0
	TOTAL						7.345	92.500

Fuente: *Propio (2018)*

Para 26 taladros con asignación distinta.

Tabla N° 24: *Distribución de los taladros en la malla de perforación.*

Nomenclatura de los taladros		B	E	N° espac.	Sub N° tal	N° tal
Arranque	Alivios	0.0925			3	3
	Cargados				4	4
Ayuda		0.100	0.2125		4	4
Arrastre		0.4792	0.7500	3	3	3
Corona		0.4696	0.5240	3	3	3
Cuadradores		0.4191	0.6000	2	2	4
Auxiliar arrastre		0.4191	0.3309	2	3	3
Auxiliar corona		0.4696	0.3831	2	3	3
Auxiliar cuadradores		0.4191	0.3966	1	1	2
Subtotal sin arranque						22
Total cargados						26
Total por frente						29

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 25: *Cantidad de explosivo por cada nomenclatura del diseño.*

	Kg de explosivo y numero de cartucho para la nomenclatura de diseño de malla.							
		Factor	kg expl/tal	#1/2 cart	#1/2 cart/tal	#cart/tal	kg expl./nom	#cart/nom
1	***Arranque***	1.3	0.367	9.28	9	4.5	1.469	18.0
2	***Ayuda***	1.1	0.311	7.86	8	4.0	1.243	16.0
3	***Arrastre***	1.3	0.358	9.05	9	4.5	1.074	13.5
6	***Corona***	0.7	0.198	5.00	5	2.5	0.593	7.5
4	***Cuadradores***	0.9	0.254	6.43	6	3.0	1.017	12.0
4	***Axiliar arrastre***	0.9	0.254	6.43	6	3.0	0.763	9.0
5	***Auxiliar corona***	0.8	0.226	5.71	6	3.0	0.678	9.0
4	***Auxiliar cuadradores***	0.9	0.254	6.43	6	3.0	0.509	6.0
	TOTAL						7.345	91.000

Fuente: *Propio (2018)*

Para 25 taladros.

Tabla N° 26: *Distribución de los taladros en la malla de perforación.*

Nomenclatura de los taladros		B	E	N° espac.	Sub N° tal	N° tal
Arranque	Alivios	0.0925			3	3
	Cargados				4	4
Ayuda		0.100			4	4
Arrastre		0.4792	0.5000	3	3	3
Corona		0.4696	0.6988	3	4	4
Cudradores		0.4191	0.3557	2	1	2
Auxiliar arrastre		0.4191	0.3309	2	3	3
Auxiliar corona		0.4696	0.3831	2	3	3
Auxiliar cuadradores		0.4191	0.3966	1	1	2
Subtotal sin arranque						21
Total cargados						25
Total por frente						28

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 27: *Cantidad de explosivo para cada nomenclatura del diseño de malla.*

Kg de explosivo y numero de cartucho para la nomenclatura de diseño de malla.							
	Factor	kg expl/tal	#1/2 cart	#1/2 cart/tal	#cart/tal	kg expl./nom	#cart/nom
Arranque	1.4	0.411	10.40	10	5.0	1.645	20.0
Ayuda	1.2	0.353	8.91	9	4.5	1.410	18.0
Arrastre	1.0	0.293	7.40	7	3.5	0.878	10.5
Corona	0.8	0.235	5.94	6	3.0	0.940	12.0
Cudradores	1	0.294	7.43	7	3.5	0.588	7.0
Axiliar arrastre	0.75	0.220	5.57	6	3.0	0.661	9.0
Auxiliar corona	0.72	0.212	5.35	5	2.5	0.635	7.5
Auxiliar cuadradores	1	0.294	7.43	7	3.5	0.588	7.0
TOTAL						7.345	91.000

Fuente: *Propio (2018)*

Para 22 taladros.

Tabla N° 28: *Distribución de los taladros en la malla de perforación.*

Nomenclatura de los taladros		B	E	N° espac.	Sub N° tal	N° tal
Arranque	Alivios	0.0925			3	3
	Cargados				4	4
Ayuda		0.100	0.2125		4	4
Arrastre		0.4792	0.7500	3	3	3
Corona		0.4696	0.5240	3	3	3
Cuadradores		0.4191	0.6000	2	2	4
Auxiliar arrastre		0.4191	0.3309	2	1	1
Auxiliar corona		0.4696	0.3831	2	1	1
Auxiliar cuadradores		0.4191	0.3966	1	1	2
Subtotal sin arranque						18
Total cargados						22
Total por frente						25

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 29: *Cantidad de explosivo para cada nomenclatura sin disminuir la carga.*

	Kg de explosivo y numero de cartucho para la nomenclatura de diseño de malla.							
		Factor	kg expl/tal	#1/2 cart	#1/2 cart/tal	#cart/tal	kg expl./nom	#cart/nom
1	***Arranque***	1.2	0.401	10.13	10	5.0	1.603	20.0
2	***Ayuda***	1.1	0.367	9.28	9	4.5	1.469	18.0
3	***Arrastre***	1.2	0.412	10.41	10	5.0	1.235	15.0
7	***Corona***	0.7	0.234	5.91	6	3.0	0.701	9.0
6	***Cuadradores***	0.8	0.267	6.75	7	3.5	1.068	14.0
4	***Axiliar arrastre***	0.9	0.300	7.60	8	4.0	0.300	4.0
5	***Auxiliar corona***	0.9	0.300	7.60	8	4.0	0.300	4.0
4	***Auxiliar cuadradores***	1	0.334	8.44	8	4.0	0.668	8.0
	TOTAL						7.345	92.000

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 30: *Cantidad de explosivo para cada nomenclatura con disminución de carga.*

	Kg de explosivo y numero de cartucho para la nomenclatura de diseño de malla.							
		Factor	kg expl/tal	#1/2 cart	#1/2 cart/tal	#cart/tal	kg expl./nom	#cart/nom
1	***Arranque***	1.25	0.376	9.50	9	4.5	1.502	18.0
2	***Ayuda***	1.1	0.331	8.36	8	4.0	1.322	16.0
4	***Arrastre***	1.2	0.351	8.86	9	4.5	1.052	13.5
8	***Corona***	0.7	0.210	5.32	5	2.5	0.631	7.5
7	***Cuadradores***	0.8	0.240	6.08	6	3.0	0.962	12.0
5	***Axiliar arrastre***	0.9	0.270	6.84	7	3.5	0.270	3.5
6	***Auxiliar corona***	0.9	0.270	6.84	7	3.5	0.270	3.5
3	***Auxiliar cuadradores***	1	0.300	7.60	8	4.0	0.601	8.0
	TOTAL						6.611	82.000

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 31: *Distribución de numero de cartuchos taladro con disminución de la carga.*

Nomenclatura de los taladros	Secuencia m	Factor	Qe kg/tal	#1/2cart/tal	#1/2cart Z/tal	#cart/tal	#cart/nom
Arranque	1	1.25	0.376	9.496	9	4.5	18
Ayuda	2	1.10	0.331	8.356	8	4.5	
	3	1.10	0.331	8.356	8	4.5	
	4	1.10	0.331	8.356	8	3.5	
	5	1.10	0.331	8.356	8	3.5	16
Auxiliar cuadradores	6	1.00	0.300	7.597	8	4	
	7	1.00	0.300	7.597	8	4	8
Auxiliar corona	8	0.90	0.270	6.837	7	3.5	3.5
Auxiliar arrastre	9	0.90	0.270	6.837	7	3.5	3.5
Cuadradores	10	0.80	0.240	6.077	6	3.5	
	11	0.80	0.240	6.077	6	3.5	
	12	0.80	0.240	6.077	6	2.5	
	13	0.80	0.240	6.077	6	2.5	12
Corona	14	0.70	0.210	5.318	5	2.5	
	15	0.70	0.210	5.318	5	2.5	
	16	0.70	0.210	5.318	5	2.5	7.5
Arrastre	17	1.17	0.351	8.863	9	5.5	
	18	1.17	0.351	8.863	9	4	
	19	1.17	0.351	8.863	9	4	13.5
				TOTAL			82

Fuente: *Propio (2018)*

- **Calculo del factor de seguridad para cada nomenclatura de la malla.**

  Para 28 taladros.

Tabla N° 32: *Factor de seguridad para cada nomenclatura del diseño de malla.*

	Nomenclatura	Bn t	Fct	PoDtal	FS	FS teorico	Bn cg 1	Bn cg 2
		m	kg/tal	kpa			m	m
1	***Arranque***	0.1849	0.3054	1454192.1	4.321	6	0.1849	0.1427
2	***Ayuda***	0.2003	0.2375	1131038.3	3.049	5	0.2003	0.1354
4	***Arrastre***	0.9583	0.2715	1292615.2	0.627	4	0.9583	0.1789
6	***Corona***	0.9392	0.1697	807884.5	0.400	3	0.9392	0.1548
3	***Cudradores***	0.8382	0.2375	1131038.3	0.631	3	0.8382	0.2031
5	***Axiliar arrastre***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	2	0.8382	0.2514
6	***Auxiliar corona***	0.9392	0.1697	807884.5	0.400	2	0.9392	0.2151
5	***Auxiliar cuadradores***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	2	0.8382	0.2514

Fuente: *Propio (2018)*

Para 26 taladros.

Tabla N° 33: *Factor de seguridad para cada nomenclatura del diseño de malla.*

	Nomenclatura	Bn t	Fct	PoDtal	FS	FS teorico	Bn cg 1	Bn cg 2
		m	kg/tal	kpa			m	m
1	***Arranque***	0.1849	0.3054	1454192.1	4.321	6	0.1849	0.1427
2	***Ayuda***	0.2003	0.2715	1292615.2	3.485	5	0.2003	0.1499
4	***Arrastre***	0.9583	0.3393	1615769.0	0.784	4	0.9583	0.2151
6	***Corona***	0.9392	0.1697	807884.5	0.400	3	0.9392	0.1548
3	***Cuadradores***	0.8382	0.2375	1131038.3	0.631	3	0.8382	0.2031
5	***Axiliar arrastre***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	2	0.8382	0.2514
6	***Auxiliar corona***	0.9392	0.2036	969461.4	0.480	2	0.9392	0.2514
5	***Auxiliar cuadradores***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	2	0.8382	0.2514

Fuente: *Propio (2018)*

Para 26 taladros con asignación distinta.

Tabla N° 34: *Factor de seguridad para cada nomenclatura del diseño de malla.*

	Nomenclatura	Bn t	Fct	PoDtal	FS	FS teorico	Bn cg 1	Bn cg 2
		m	kg/tal	kpa			m	m
1	***Arranque***	0.1849	0.3054	1454192.1	4.321	6	0.1849	0.1427
2	***Ayuda***	0.2003	0.2715	1292615.2	3.485	5	0.2003	0.1499
3	***Arrastre***	0.9583	0.3054	1454192.1	0.706	4	0.9583	0.1970
6	***Corona***	0.9392	0.1697	807884.5	0.400	3	0.9392	0.1548
4	***Cuadradores***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	3	0.8382	0.1789
4	***Axiliar arrastre***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	2	0.8382	0.2514
5	***Auxiliar corona***	0.9392	0.2036	969461.4	0.480	2	0.9392	0.2514
4	***Auxiliar cuadradores***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	2	0.8382	0.2514

Fuente: *Propio (2018)*

Para 22 taladros.

Tabla N° 35: *Factor de seguridad para cada nomenclatura sin disminuir la carga.*

	Nomenclatura	Bn t	Fct	PoDtal	FS	FS teorico	Bn cg 1	Bn cg 2
		m	kg/tal	kpa			m	m
1	***Arranque***	0.1849	0.3393	1615769.0	4.801	6	0.1849	0.1548
2	***Ayuda***	0.2003	0.3054	1454192.1	3.920	5	0.2003	0.1644
3	***Arrastre***	0.9583	0.3393	1615769.0	0.784	4	0.9583	0.2151
7	***Corona***	0.9392	0.2036	969461.4	0.480	3	0.9392	0.1789
6	***Cuadradores***	0.8382	0.2375	1131038.3	0.631	3	0.8382	0.2031
4	***Axiliar arrastre***	0.8382	0.2715	1292615.2	0.721	2	0.8382	0.3238
5	***Auxiliar corona***	0.9392	0.2715	1292615.2	0.640	2	0.9392	0.3238
4	***Auxiliar cuadradores***	0.8382	0.2715	1292615.2	0.721	2	0.8382	0.3238

Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 36: *Factor de seg. para cada nomenclatura con la disminución de la carga*

	Nomenclatura	Bn t	Fct	PoDtal	FS	FS teorico	Bn cg 1	Bn cg 2
		m	kg/tal	kpa			m	m
1	***Arranque***	0.1849	0.3054	1454192.1	4.321	6	0.1849	0.1427
2	***Ayuda***	0.2003	0.2715	1292615.2	3.485	5	0.2003	0.1499
4	***Arrastre***	0.9583	0.3054	1454192.1	0.706	4	0.9583	0.1970
8	***Corona***	0.9392	0.1697	807884.5	0.400	3	0.9392	0.1548
7	***Cuadradores***	0.8382	0.2036	969461.4	0.541	3	0.8382	0.1789
5	***Axiliar arrastre***	0.8382	0.2375	1131038.3	0.631	2	0.8382	0.2876
6	***Auxiliar corona***	0.9392	0.2375	1131038.3	0.560	2	0.9392	0.2876
3	***Auxiliar cuadradores***	0.8382	0.2715	1292615.2	0.721	2	0.8382	0.3238

Fuente: *Propio (2018)*

14. **Análisis de la fragmentación del material volado.**

Según la fórmula de Kuz-Ram

Teoría de distribución de tamaño (Rosin & Rammler, 1933).

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n}$$

La expresión para “n” desarrollada por Cunningham (1987) a partir de pruebas de campo para ***un solo tipo de explosivos*** es:

$$n = \left(2.2 - 14 \times \frac{B}{\emptyset_{tal}}\right)\left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5}\left(1 - \frac{\alpha}{B}\right)\left(\frac{L_c}{L_{tal}}\right)$$

Calculo de **tamaño característico**, se determina con la siguiente ecuación.

$$X_c = \frac{X_{50}}{(0.693)^{1/n}}$$

Por teoría de rotura de Kuznetsov 1973, se calculará el **valor de tamaño medio** de fragmento, con la siguiente ecuación:

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{\frac{19}{30}} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}}$$

$$X_{50} = A \times K^{-0.8} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}}$$

En este caso, para un análisis mejor se debe realizarse para cada nomenclatura de distribución de los taladros en la malla de perforación.

- Para taladros de arranque.
- Para taladros de ayuda y subayuda.
- Para taladros de arrastre.
- Para taladros de cuadradores.
- Para taladros de corona.
- Para taladros auxilares de arrastre.
- Para taladros auxiliares de cuadradores.
- Para taladros auxiliares de corona.
- Taladros auxilares de relleno.

A continuación, se muestran los análisis granulométricos, de distintas mallas de perforación.

Para 26 taladros opción 1 (sin cambio de nomenclaturas).

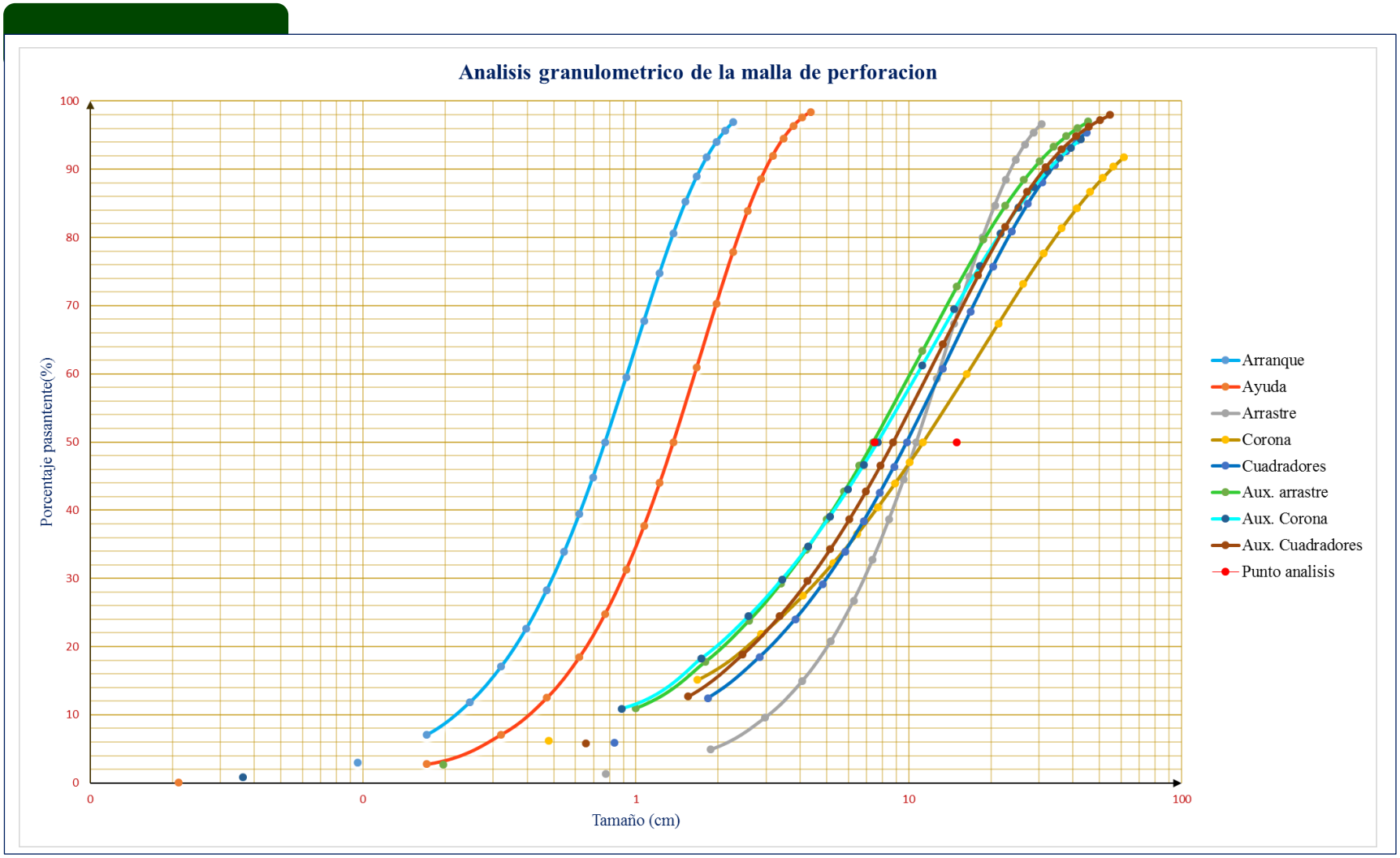
Tabla N° 37: *Calculo de valores de tamaño y porcentaje pasante por cada nomenclatura de la malla de perforación de 26 tal. (Modificado).*

Nomenclatura de los taladros	B m	E m	vol/tal m3	Qe kg/tal	Xprom cm	X50 cm	Lc m	n	Xc cm	Xc m
Arranque	0.0925	0.149	0.015	0.367	0.771	6.776	0.760	1.494	0.985	0.010
Ayuda	0.1002	0.247	0.028	0.311	1.371	6.590	0.676	1.543	1.739	0.017
Arrastre	0.4792	0.750	0.402	0.358	10.675	6.747	0.760	1.507	13.615	0.136
Corona	0.4696	0.513	0.270	0.198	11.280	6.112	0.422	0.757	18.307	0.183
Cudradores	0.4191	0.591	0.277	0.254	9.834	6.374	0.507	0.983	14.282	0.143
Auxiliar arrastre	0.4191	0.414	0.194	0.254	7.397	6.374	0.507	0.892	11.155	0.112
Auxiliar corona	0.4696	0.353	0.186	0.226	7.686	6.250	0.507	0.831	11.947	0.119
Auxiliar cuadradores	0.4191	0.511	0.240	0.254	8.754	6.374	0.507	0.943	12.916	0.129

Tamaño cm	% pasante Arranque	Tamaño cm	% pasante Ayuda	Tamaño cm	% pasante Arrastre	Tamaño cm	% pasante Corona	Tamaño cm	% pasante Cuadrad.	Tamaño cm	% pasante Aux. arrast.	Tamaño cm	% pasante Aux. coron.	Tamaño cm	% pasante Aux. cuadr.
0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
0.096	3.027	0.021	0.110	0.775	1.320	0.480	6.149	0.834	5.950	0.197	2.683	0.036	0.803	0.654	5.828
0.171	7.034	0.171	2.756	1.875	4.912	1.680	15.114	1.834	12.458	0.997	10.936	0.886	10.863	1.554	12.696
0.246	11.808	0.321	7.116	2.975	9.607	2.880	21.843	2.834	18.458	1.797	17.797	1.736	18.220	2.454	18.851
0.321	17.061	0.471	12.485	4.075	14.981	4.080	27.446	3.834	24.014	2.597	23.834	2.586	24.433	3.354	24.455
0.396	22.588	0.621	18.476	5.175	20.759	5.280	32.295	4.834	29.168	3.397	29.249	3.436	29.871	4.254	29.595
0.471	28.237	0.771	24.813	6.275	26.737	6.480	36.583	5.834	33.956	4.197	34.156	4.286	34.716	5.154	34.329
0.546	33.887	0.921	31.283	7.375	32.758	7.680	40.427	6.834	38.407	4.997	38.633	5.136	39.082	6.054	38.703
0.621	39.442	1.071	37.717	8.475	38.700	8.880	43.908	7.834	42.549	5.797	42.737	5.986	43.047	6.954	42.752
0.696	44.829	1.221	43.987	9.575	44.469	10.080	47.081	8.834	46.403	6.597	46.511	6.836	46.669	7.854	46.506
0.771	49.993	1.371	49.993	10.675	49.993	11.280	49.993	9.834	49.993	7.397	49.993	7.686	49.993	8.754	49.993
0.921	59.499	1.671	60.951	12.675	59.251	16.280	59.947	13.334	60.730	11.197	63.333	11.186	61.201	13.354	64.371
1.071	67.775	1.971	70.273	14.675	67.358	21.280	67.395	16.834	69.128	14.997	72.808	14.686	69.494	17.954	74.444
1.221	74.776	2.271	77.897	16.675	74.265	26.280	73.150	20.334	75.709	18.797	79.670	18.186	75.785	22.554	81.580
1.371	80.558	2.571	83.924	18.675	80.012	31.280	77.694	23.834	80.873	22.597	84.705	21.686	80.635	27.154	86.673
1.521	85.229	2.871	88.549	20.675	84.693	36.280	81.337	27.334	84.931	26.397	88.433	25.186	84.420	31.754	90.327
1.671	88.932	3.171	92.003	22.675	88.434	41.280	84.292	30.834	88.121	30.197	91.215	28.686	87.402	36.354	92.961
1.821	91.814	3.471	94.520	24.675	91.373	46.280	86.714	34.334	90.632	33.997	93.303	32.186	89.769	40.954	94.866
1.971	94.021	3.771	96.312	26.675	93.643	51.280	88.713	37.834	92.608	37.797	94.878	35.686	91.660	45.554	96.248
2.121	95.685	4.071	97.562	28.675	95.371	56.280	90.374	41.334	94.166	41.597	96.072	39.186	93.178	50.154	97.253
2.271	96.922	4.371	98.415	30.675	96.668	61.280	91.763	44.834	95.394	45.397	96.979	42.686	94.403	54.754	97.985

Fuente: *Propio (2018)*

Figura N° 73: *Curva de distribución de tamaño de la roca fragmentada por voladura según el modelo de KUZ RAM para 26 taladros.*



Fuente: *Propio (2018)*

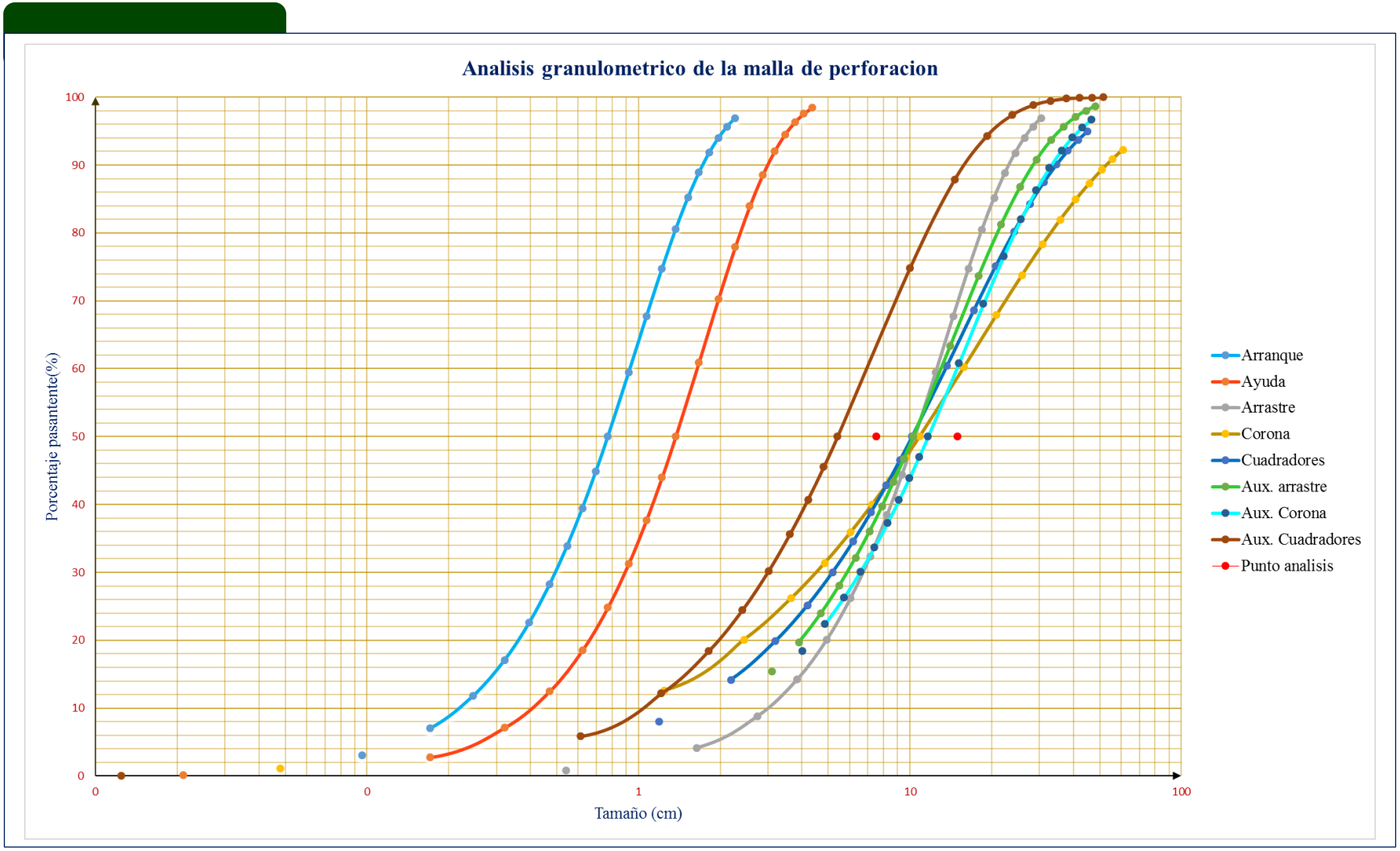
Tabla N° 38: *Calculo de valores de tamaño y porcentaje pasante por cada nomenclatura de la malla de perforación (Modificado) para 22 tal.*

Nomenclatura de los taladros	B m	E m	vol/tal m3	Qe kg/tal	Xprom cm	X50 cm	Lc m	n	Xc cm	Xc m
Arranque	0.0925	0.149	0.015	0.361	0.780	6.756	0.760	1.494	0.997	0.010
Ayuda	0.1002	0.247	0.028	0.331	1.319	6.659	0.676	1.543	1.672	0.017
Arrastre	0.4792	0.750	0.402	0.371	10.440	6.787	0.760	1.507	13.316	0.133
Corona	0.4696	0.513	0.270	0.210	10.848	6.175	0.422	0.757	17.606	0.176
Cudradores	0.4191	0.591	0.277	0.240	10.190	6.314	0.507	0.983	14.799	0.148
Auxiliar arrastre	0.4191	0.657	0.308	0.270	10.301	6.440	0.591	1.184	14.042	0.140
Auxiliar corona	0.4696	0.684	0.360	0.270	11.657	6.440	0.591	1.149	16.039	0.160
Auxiliar cuadradores	0.4191	0.320	0.150	0.300	5.412	6.554	0.676	1.121	7.508	0.075

Tamaño cm	% pasante Arranque	Tamaño cm	% pasante Ayuda	Tamaño cm	% pasante Arrastre	Tamaño cm	% pasante Corona	Tamaño cm	% pasante Cuadrad.	Tamaño cm	% pasante Aux. arrast.	Tamaño cm	% pasante Aux. coron.	Tamaño cm	% pasante Aux. cuadr.
0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
0.105	3.396	0.059	0.566	0.540	0.796	0.048	1.133	1.190	8.054	3.101	15.409	4.007	18.383	0.012	0.076
0.180	7.449	0.199	3.666	1.640	4.169	1.248	12.606	2.190	14.181	3.901	19.714	4.857	22.384	0.612	5.849
0.255	12.219	0.339	8.157	2.740	8.817	2.448	20.104	3.190	19.855	4.701	23.953	5.707	26.287	1.212	12.154
0.330	17.437	0.479	13.508	3.840	14.229	3.648	26.184	4.190	25.125	5.501	28.094	6.557	30.075	1.812	18.400
0.405	22.913	0.619	19.394	4.940	20.098	4.848	31.378	5.190	30.029	6.301	32.112	7.407	33.737	2.412	24.434
0.480	28.499	0.759	25.573	6.040	26.197	6.048	35.932	6.190	34.597	7.101	35.992	8.257	37.266	3.012	30.188
0.555	34.081	0.899	31.855	7.140	32.354	7.248	39.988	7.190	38.855	7.901	39.726	9.107	40.657	3.612	35.628
0.630	39.568	1.039	38.092	8.240	38.437	8.448	43.642	8.190	42.827	8.701	43.305	9.957	43.908	4.212	40.742
0.705	44.890	1.179	44.168	9.340	44.342	9.648	46.960	9.190	46.533	9.501	46.728	10.807	47.020	4.812	45.529
0.780	49.993	1.319	49.993	10.440	49.993	10.848	49.993	10.190	49.993	10.301	49.993	11.657	49.993	5.412	49.993
0.930	59.396	1.619	61.355	12.440	59.445	15.848	60.284	13.690	60.398	14.101	63.395	15.157	60.822	10.012	74.863
1.080	67.598	1.919	70.943	14.440	67.694	20.848	67.908	17.190	68.606	17.901	73.631	18.657	69.570	14.612	87.868
1.230	74.555	2.219	78.698	16.440	74.688	25.848	73.750	20.690	75.092	21.701	81.252	22.157	76.535	19.212	94.310
1.380	80.316	2.519	84.749	18.440	80.474	30.848	78.328	24.190	80.225	25.501	86.820	25.657	82.017	23.812	97.391
1.530	84.987	2.819	89.323	20.440	85.157	35.848	81.975	27.690	84.291	29.301	90.824	29.157	86.294	28.412	98.825
1.680	88.703	3.119	92.682	22.440	88.873	40.848	84.915	31.190	87.515	33.101	93.668	32.657	89.605	33.012	99.480
1.830	91.608	3.419	95.084	24.440	91.770	45.848	87.310	34.690	90.072	36.901	95.664	36.157	92.151	37.612	99.773
1.980	93.841	3.719	96.762	26.440	93.990	50.848	89.276	38.190	92.103	40.701	97.053	39.657	94.098	42.212	99.902
2.130	95.534	4.019	97.906	28.440	95.665	55.848	90.901	41.690	93.716	44.501	98.010	43.157	95.579	46.812	99.958
2.280	96.798	4.319	98.671	30.440	96.909	60.848	92.253	45.190	94.998	48.301	98.665	46.657	96.700	51.412	99.982

Fuente: *Propio (2018)*

Figura N° 74: *Curva de distribución de tamaño de la roca fragmentada por voladura según el modelo de KUZ RAM para 22 taladros.*



Fuente: *Propio (2018)*

Análisis digital de imágenes de roca fragmentada por voladura y su calibración.

Análisis de fragmentación mediante la edición y dimensionamiento de imagines digitales.

Una manera de hacer la medición de los fragmentos de la voladura es a través de la edición de imagen (De manera que esta imagen contenga un objeto de cierto diámetro como una referencia para su medición); Dicho imagen para el análisis debe estar sometido a líneas de contorno, para que cuando se importe en el AutoCAD se convierta en curvas de contorno suavizado, esto se hace con el fin de que se pueda medir aleatoriamente los tamaños de los fragmentos del material volado, para su respectivo análisis granulométrico.

Procesos que se debe seguir para analizar el tamaño de partícula de material fragmentado:

Colocar un objeto de referencia, que puede ser una bola de un cierto diámetro.

Tomar la foto en el frente de la labor, después de la voladura.

Editar la foto en FotoShop u otro tipo de programa, de forma que la imagen se convierta en imagen a base de lápiz o líneas de contorno.

Luego importar en el AutoCAD raster, para convertir las líneas de contorno en líneas editables suavizadas por dicho programa.

Prosiguiendo se hace la medición aleatoria de los fragmentos individuales de la imagen, registrándolo en una tabla de datos en Excel.

Finalmente, con las datas obtenidas se hace el análisis correspondiente de la granulometría resultante del material volado.

15. **Análisis de la estabilidad de las aberturas subterráneas después de la voladura.**

Para detallar este tipo de análisis, se fundamenta en el análisis de la sobrerotura de las aberturas subterráneas después de la voladura.

Para calcular el dicho sobre rotura tendremos que tomar en cuenta la *sección diseñada de la labor y la sección real post voladura* que se obtiene mediante el levantamiento topográfico.

La sobrerotura se puede calcular mediante la siguiente formula experimental:

$$S_r(\%) = \frac{R_r - R_t}{R_t}$$

$$R_r = A_r \times L$$

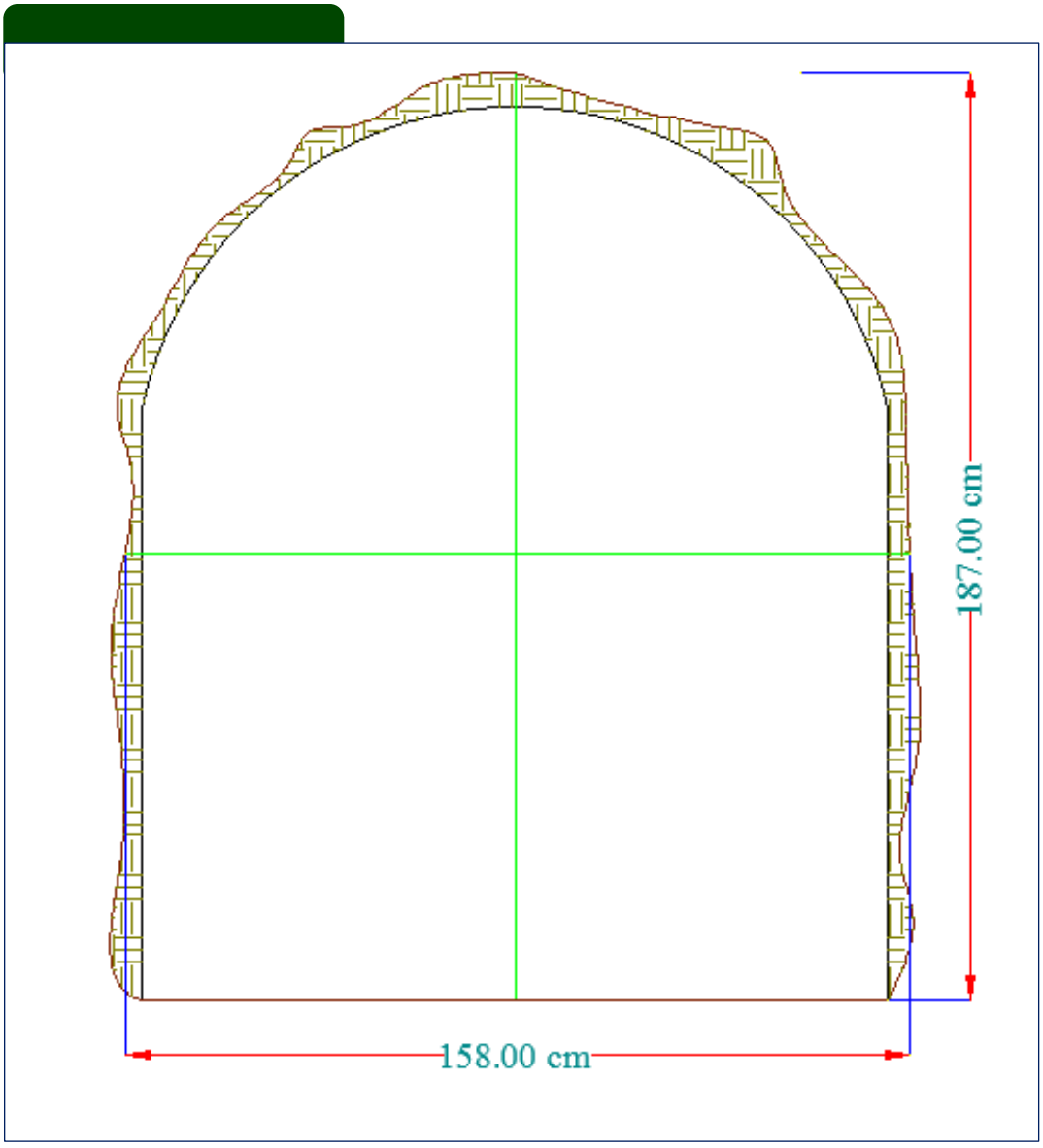
La Rotura real se calcula con el producto del promedio de la sección de inicio y la sección final de la voladura con el avance del disparo.

$$A_r = \frac{S_f - S_i}{2}$$

En los siguientes pasos, se detallarán los cálculos para obtener el porcentaje de rotura, para luego ser analizado si es aceptable o no.

Los datos usados son medidos con levantamientos topográficos, por cada disparo, en este caso se realizaron aproximadamente 50 datos por cada disparo.

Figura N° 75: *Sobrerotura generada después de una de las voladuras del disparo 30.*



Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 39: *Porcentaje de sobrerotura después de la voladura.*

N° Disparo	Seccion	Avance	Rotura real	Rotura diseño	Sobrerotura
	m2	ml	m3	m3	%
1	2.573	1.17	3.010	2.875	4.7
2	2.576	1.19	3.065	2.875	6.6
3	2.618	1.16	3.037	2.875	5.6
4	2.640	1.17	3.089	2.875	7.5
5	2.625	1.19	3.124	2.875	8.6
6	2.614	1.15	3.006	2.875	4.6
7	2.635	1.14	3.004	2.875	4.5
8	2.635	1.18	3.110	2.875	8.2
9	2.587	1.2	3.104	2.875	8.0
10	2.552	1.14	2.909	2.875	1.2
11	2.521	1.17	2.949	2.875	2.6
12	2.544	1.19	3.027	2.875	5.3
13	2.561	1.15	2.945	2.875	2.4
14	2.567	1.17	3.004	2.875	4.5
15	2.626	1.2	3.152	2.875	9.6
16	2.623	1.15	3.016	2.875	4.9
17	2.583	1.21	3.126	2.875	8.7
18	2.641	1.1	2.905	2.875	1.0
19	2.623	1.18	3.095	2.875	7.6
20	2.600	1.17	3.042	2.875	5.8
21	2.650	1.15	3.048	2.875	6.0
22	2.647	1.19	3.150	2.875	9.6
23	2.622	1.17	3.068	2.875	6.7
24	2.588	1.14	2.950	2.875	2.6
25	2.569	1.13	2.903	2.875	1.0
26	2.558	1.18	3.019	2.875	5.0
27	2.541	1.17	2.973	2.875	3.4
28	2.521	1.16	2.925	2.875	1.7
29	2.573	1.19	3.062	2.875	6.5
30	2.659	1.16	3.084	2.875	7.3
31	2.613	1.21	3.161	2.875	10.0
32	2.590	1.208	3.128	2.875	8.8
33	2.598	1.17	3.039	2.875	5.7
34	2.531	1.15	2.910	2.875	1.2
35	2.519	1.19	2.997	2.875	4.2
36	2.600	1.145	2.977	2.875	3.5
37	2.679	1.14	3.054	2.875	6.2
38	2.666	1.17	3.119	2.875	8.5
39	2.616	1.19	3.113	2.875	8.3
40	2.597	1.2	3.116	2.875	8.4
41	2.622	1.18	3.094	2.875	7.6
42	2.625	1.19	3.124	2.875	8.6
43	2.592	1.15	2.981	2.875	3.7
44	2.566	1.2	3.079	2.875	7.1
45	2.583	1.21	3.125	2.875	8.7
46	2.624	1.18	3.096	2.875	7.7
47	2.656	1.19	3.161	2.875	9.9
48	2.601	1.17	3.044	2.875	5.9
49	2.569	1.18	3.031	2.875	5.4
50	2.628	1.14	2.995	2.875	4.2
Promedio	2.599	1.172	3.045	2.875	5.908

Fuente: *Propio (2018)*

16. **Análisis de avance lineal.**

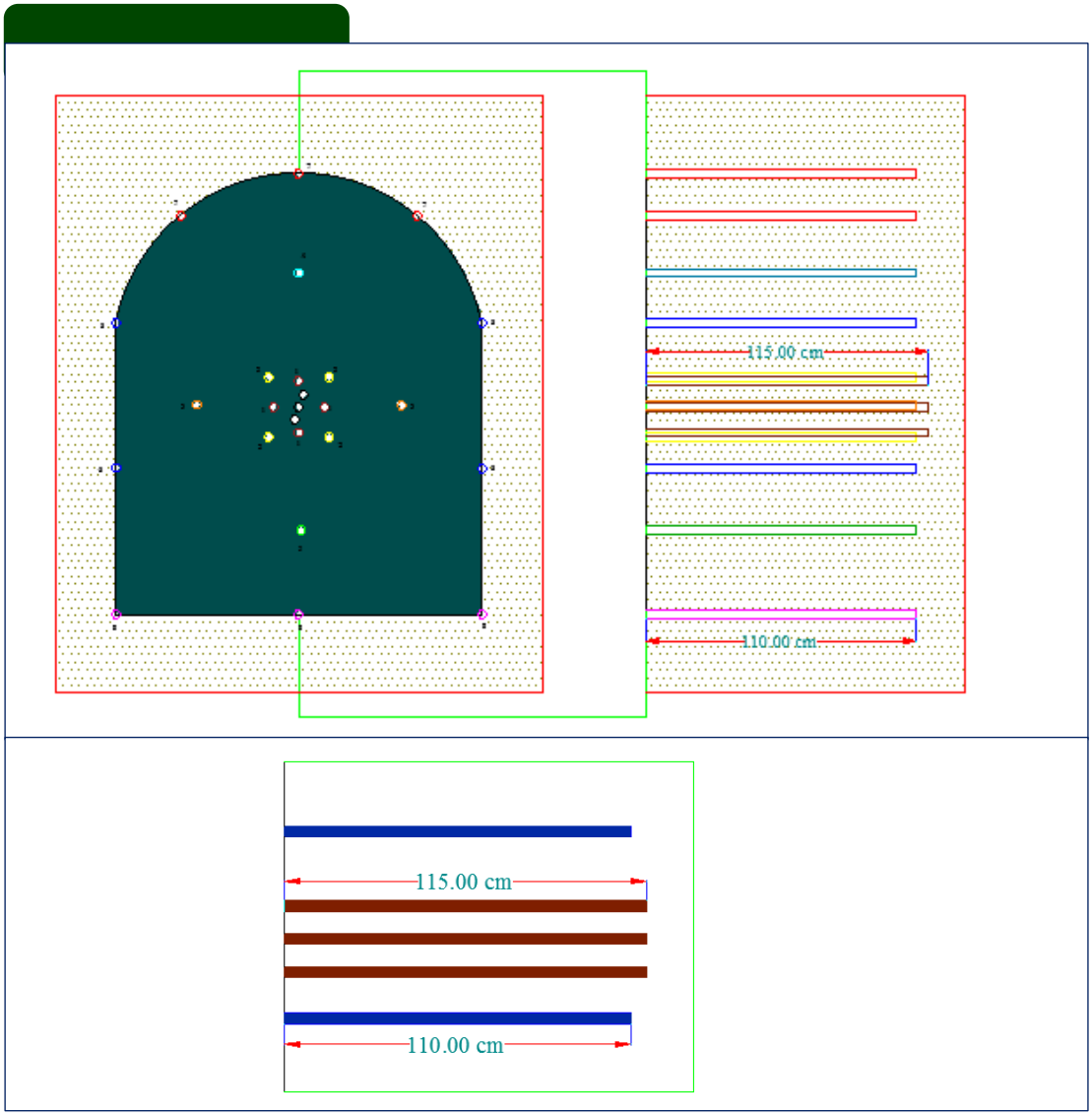
Dicho análisis se fundamente principalmente en los resultados la voladura después de un disparo, que propiamente tiene que ver con las eficiencias de perforación y voladura.

En este parte se miden los avances lineales, de todas las pruebas realizadas, durante la ejecución de las labores asignadas.

En los siguientes tablas y figuras, se muestran los avances medidos de los 50 disparos realizados en frentes de la labor, dando así saber las eficiencias de las voladuras.

La eficiencia en promedio sale más del cien por ciento, lo cual significa que se tuvo buenos resultados, esto se dio especialmente porque los taladros de arranque tuvieron unas 3 a 5 centímetros más que los de más taladros.

Figura N° 76: *Esquema de perfil de la sección con longitudes de tal. de arranque y otros.*



Fuente: *Propio (2018)*

Tabla N° 40: *Análisis de avance lineal y eficiencia de la voladura.*

N° Disparo	Avance real	Ltal real	Eff. de voladura	Avance diseño	Incremento adicional
	ml	m	%	m	%
1	1.17	1.11	1.05	1.12	4.3
2	1.19	1.13	1.05	1.12	5.9
3	1.16	1.10	1.05	1.12	3.4
4	1.17	1.02	1.15	1.12	4.3
5	1.19	1.03	1.15	1.12	5.9
6	1.15	1.00	1.15	1.12	2.6
7	1.14	1.04	1.10	1.12	1.8
8	1.18	1.12	1.05	1.12	5.1
9	1.20	1.14	1.05	1.12	6.7
10	1.14	1.12	1.01	1.12	1.8
11	1.17	1.14	1.02	1.12	4.3
12	1.19	1.19	1.00	1.12	5.9
13	1.15	1.19	0.96	1.12	2.6
14	1.17	1.11	1.05	1.12	4.3
15	1.20	1.14	1.05	1.12	6.7
16	1.15	1.10	1.05	1.12	2.6
17	1.21	1.15	1.05	1.12	7.4
18	1.10	1.12	0.98	1.12	-1.8
19	1.18	1.19	0.99	1.12	5.1
20	1.17	1.11	1.05	1.12	4.3
21	1.15	1.10	1.05	1.12	2.6
22	1.19	1.13	1.05	1.12	5.9
23	1.17	1.11	1.05	1.12	4.3
24	1.14	1.12	1.02	1.12	1.8
25	1.13	1.19	0.95	1.12	0.9
26	1.18	1.12	1.05	1.12	5.1
27	1.17	1.11	1.05	1.12	4.3
28	1.16	1.10	1.05	1.12	3.4
29	1.19	1.13	1.05	1.12	5.9
30	1.16	1.10	1.05	1.12	3.4
31	1.21	1.05	1.15	1.12	7.4
32	1.21	1.23	0.98	1.12	7.3
33	1.17	1.02	1.15	1.12	4.3
34	1.15	1.10	1.05	1.12	2.6
35	1.19	1.13	1.05	1.12	5.9
36	1.15	1.09	1.05	1.12	2.2
37	1.14	1.09	1.05	1.12	1.8
38	1.17	1.11	1.05	1.12	4.3
39	1.19	1.08	1.10	1.12	5.9
40	1.20	1.04	1.15	1.12	6.7
41	1.18	1.03	1.15	1.12	5.1
42	1.19	1.13	1.05	1.12	5.9
43	1.15	1.05	1.10	1.12	2.6
44	1.20	1.20	1.00	1.12	6.7
45	1.21	1.10	1.10	1.12	7.4
46	1.18	1.20	0.98	1.12	5.1
47	1.19	1.13	1.05	1.12	5.9
48	1.17	1.11	1.05	1.12	4.3
49	1.18	1.12	1.05	1.12	5.1
50	1.14	1.09	1.05	1.12	1.8
Promedio	1.172	1.113	1.055	1.120	4.369

Fuente: *Propio (2018)*

17. **Análisis de proyección del material volado.**

Para determinara la proyección de material fragmentado, se seguirán los siguientes criterios:

Para determinar la relación entre la distancia proyectada horizontal y la distancia proyectada vertical del perfil de desplazamiento, se realiza haciendo las mediciones de las siguientes variables:

Longitud de desplazamiento horizontal.

Altura de espacio libre, que es la distancia del techo al material.

Altura de desplazamiento vertical, que es la diferencia de la altura de la labor con la altura de espacio libre.

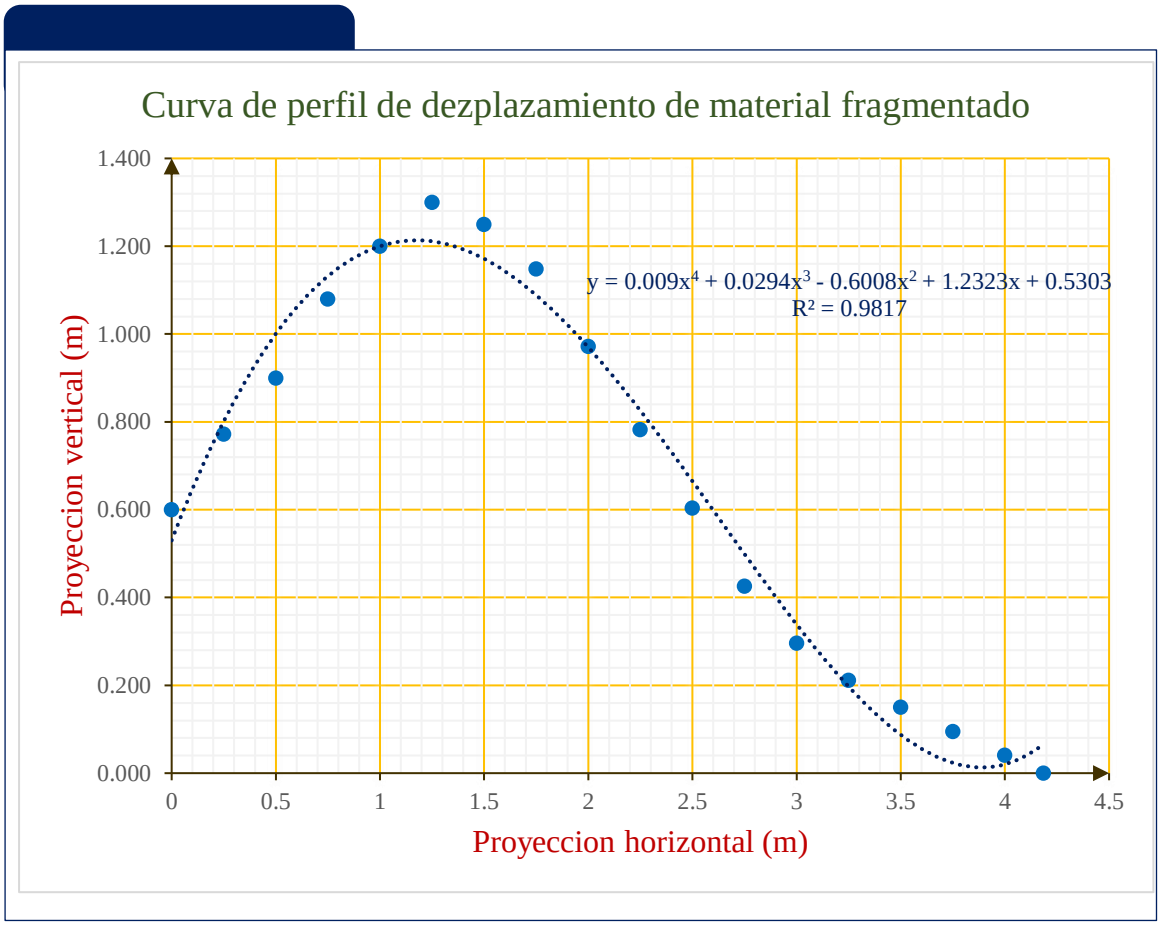
De esta correlación de distancia y altura se puede obtener una función de desplazamiento, que propiamente se detallara en los cálculos posteriores de dicha investigación.

Tabla N° 41: *Medición de longitudes del desplazamiento del material fragmentado.*

Ditancia proyectda	Alt. Tech. Lib.	Alt. Piso. Carga
m	m	m
0	1.200	0.600
0.25	1.028	0.772
0.50	0.900	0.900
0.75	0.720	1.080
1.00	0.600	1.200
1.25	0.500	1.300
1.50	0.550	1.250
1.75	0.652	1.148
2.00	0.828	0.972
2.25	1.017	0.783
2.50	1.196	0.604
2.75	1.374	0.426
3.00	1.504	0.296
3.25	1.589	0.211
3.50	1.650	0.150
3.75	1.705	0.095
4.00	1.759	0.041
4.19	1.800	0.000

Fuente: *Propio (2018)*

Figura N° 77: *Curva de proyección de los desplazamientos de material fragmentado.*



Fuente: *Propio (2018)*

A continuación, se muestran los valores recopilados de los 50 disparos ejecutados.

Tabla N° 42: *Análisis de avance lineal y eficiencia de la voladura.*

N° Disparo	Distancia proyectada	Alto del labor
	m	m
1	4.1	1.86
2	4.5	1.84
3	3.7	1.86
4	4	1.86
5	3.7	1.85
6	3.9	1.845
7	4.2	1.855
8	4	1.858
9	3.9	1.84
10	4.5	1.82
11	4.16	1.825
12	4.15	1.87
13	3.6	1.84
14	3.7	1.85
15	4.05	1.85
16	4.2	1.845
17	4	1.83
18	3.9	1.89
19	3.8	1.84
20	4.3	1.87
21	4.22	1.876
22	4.6	1.865
23	4.9	1.865
24	5	1.84
25	4.1	1.85
26	3.9	1.861
27	4.2	1.85
28	4	1.82
29	3.9	1.84
30	4.5	1.87
31	4	1.81
32	4.2	1.85
33	3.6	1.87
34	4.5	1.82
35	3.6	1.83
36	5.1	1.87
37	4.8	1.88
38	3.5	1.84
39	4.1	1.87
40	3.9	1.86
41	4	1.87
42	4.2	1.84
43	4	1.86
44	3.9	1.85
45	3.8	1.86
46	4.05	1.86
47	3.9	1.87
48	4.6	1.83
49	4.7	1.86
50	4.6	1.89
Promedio	4.1346	1.85

Fuente: *Propio (2018)*

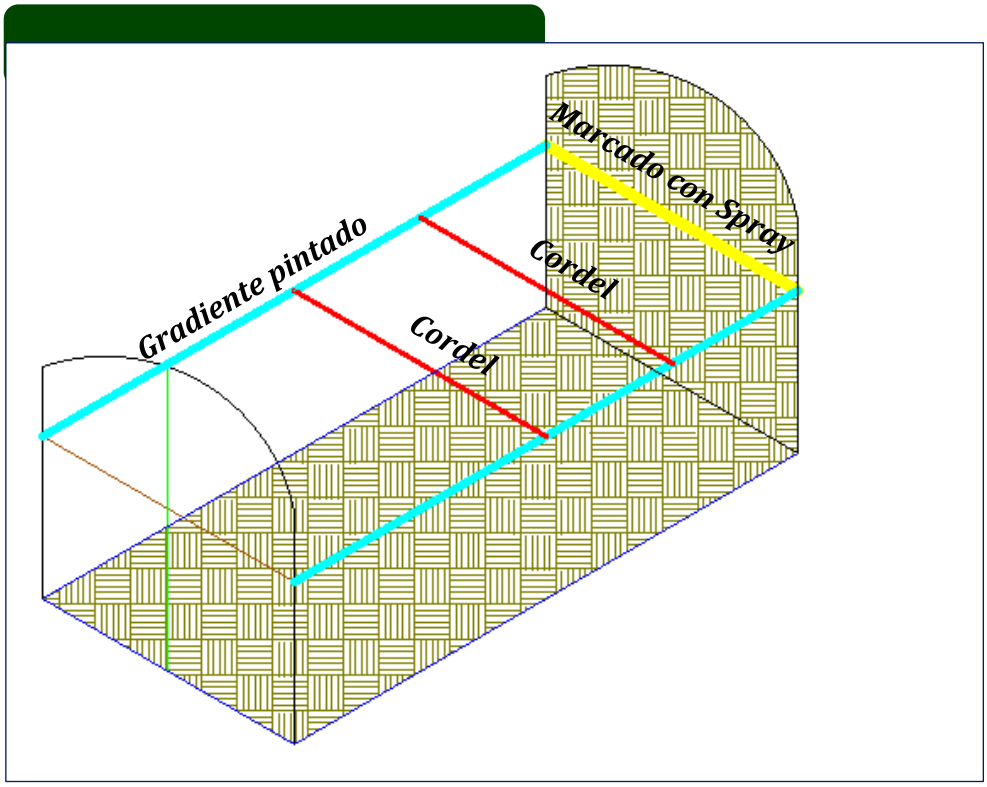
18. **Ubicación del centro (línea de dirección) y gradiente (línea de gradiente) del frente.**

Para el replanteo del diseño de malla de perforación en el frente de trabajo se parte con la ubicación del eje central, que se ubica propiamente en la mitad de la sección de manera vertical, luego se procede con la ubicación de la gradiente de la sección, que es la distancia que parte del piso hacia una altura establecida según el avance (en la mayoría de los casos es de un metro).

Tener presente, que el pintado de la gradiente, se debe realizarse 4m atrás para el control de la inclinación de los taladros del mismo modo para el pintado del eje de dirección se debe pintar 4m, hacia atrás para el control del techo y control de la sección de frente.

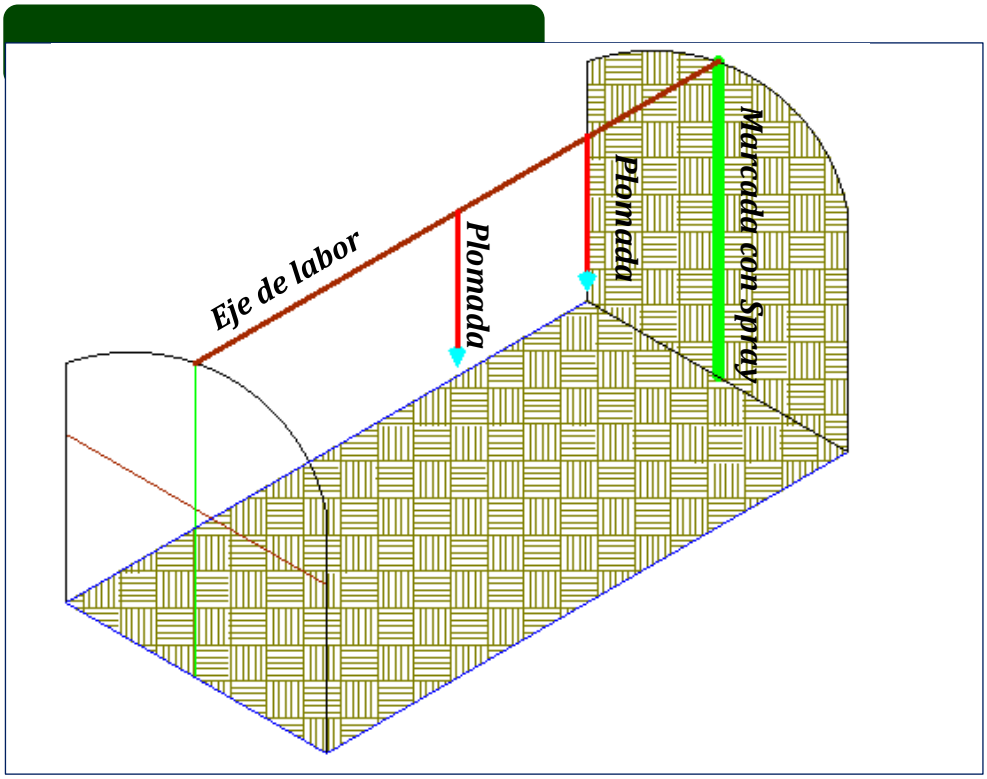
A continuación, se muestran a detalle de forma de gráfica, lo indicado anteriormente.

Figura N° 78: *Ubicación de la línea gradiente en el frente de la labor.*



Fuente: *Propio (2018)*

Figura N° 79: *Ubicación de línea de dirección en el frente de la labor.*



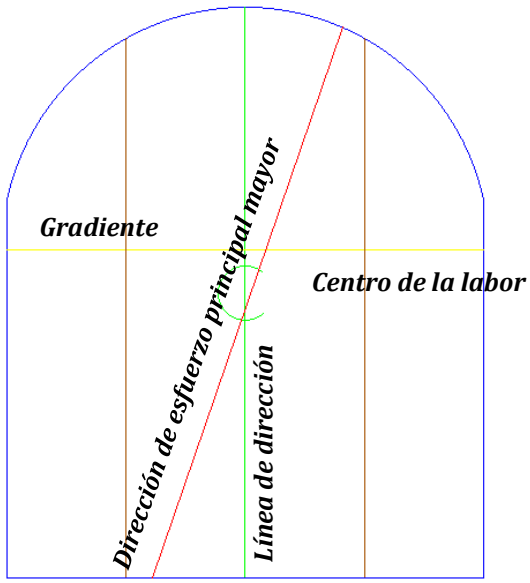
Fuente: *Propio (2018)*

19. **Realizar el pintado de malla de perforación.**

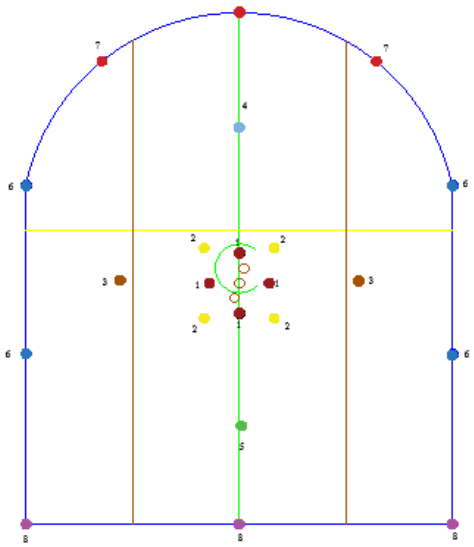
Pintado de la Sección, se debe hacerse considerando el punto de dirección, luego medir ambos lados de acuerdo al ancho programado de la labor y pintarlo, y considerando el punto de gradiente pintar la delimitación del techo luego considerar la radio curvatura de la bóveda de acuerdo al diseño. Antes de iniciar el trabajo asegúrese de tener a la mano las herramientas necesarias.

Figura N° 80: *Ubicación de línea de dirección en el frente de la labor.*

Ubicación de la intersección entre el gradiente y la línea de dirección, así mismo la dirección del esfuerzo principal mayor



Pintado de los taladros con referencia a la intersección y dirección del esfuerzo principal mayor



Fuente: *Propio (2018)*

4.2. **Análisis e interpretación de la información.**

De acuerdo a los resultados obtenidos, con nueva implementación de un diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos en una minería subterránea, específicamente en los frentes de avance, se determinaron los siguientes:

El diseño de malla de perforación basada en las modelos geomecánicos influye de manera óptima, en los análisis del resultado de la voladura.

La prueba de hipótesis.

Es el proceso que permite realizar el contraste de la hipótesis; por lo cual, en este caso se realizaran para cada uno de los específicos, de manera que al final se verifique la contrastación de la hipótesis general.

Si las sumas de las hipótesis específicas dan resultados esperados, entonces la hipótesis general se afirma en caso contrario se rechaza (cuando ninguno de las hipótesis específicas sea aceptado)

Para un mejor análisis de la prueba de hipótesis, se usa la prueba de hipótesis estadístico, que se señalan a continuación.

La prueba de hipótesis estadístico.

Las siguientes pruebas desarrolladas, con estadística descriptiva y análisis probabilístico, son ejecutadas para cada uno de las hipótesis específicas, de la siguiente manera (para el caso de):

4.2.1. **Análisis de la fragmentación del material roto.**

- **Planteamiento de hipótesis.**

  El tamaño promedio que se requiere para el proyecto es de 15cm, este valor se asigna debido a diversos factores, pero el más importante es de que se tenga una mayor facilidad de la limpieza y acarreo del material fragmentado.

  Hipótesis nula:

  El tamaño promedio de la fragmentación es mayor o igual que $\mu_0 = 15\ cm$.

  $$H_o:\ \mu \geq \mu_0$$

  Hipótesis alternativa:

  El tamaño promedio de la fragmentación permitido es menor que $\mu_0 = 15\ cm$.

  $$H_1:\ \mu < \mu_0$$

❖ **Cálculos.**

En el siguiente cuadro se muestran el resumen de los calculo, estadísticos y de prueba.

Cuadro N° 25: *Prueba de hipótesis para la fragmentación del material roto.*

PRUEBA DE HIPOTESIS PARA LA MEDIA POBLACIONAL					
Datos genericos:					
	Nivel de Significancia =>			5	%
	Valor de acumulado =>				0.05
	Tipo de contrastación de la Hipótesis			<	
	Valor de la Media Poblacional =>				15.000
Determinacion de la hipótesis:					
	Hipotesis nula:		Ho	≥	15.000
	Hipotesis alterna:		Hi	<	15.000
Calculos estadisticos.					
	Media de la muestra =>				12.3756
	Desviación Estándar de la muestra =>				1.0997
	Tamaño de la Muestra =>				50
	Desviación Estándar de la Media muestral =>				0.1555
	Valor Tabular: Dist.Normal =>				-1.645
	Valor Tabular: Dist. T Student =>				-1.677
	Grado de libertad =>				49
Si el tamaño de muestra es grande			n >= 30		
	Estadístico de Prueba:			Zp:	-16.874
	Como Zp:	-16.874	<	Zc	-1.6449
	Por lo tanto Rechazamos la hipotesis nula.				Ho
		Aceptamos la hipotesis alternativca.			Hi

Fuente: *Propio (2018)*

❖ **Nivel de significancia.**

El nivel de significancia o nivel de riesgo, tomada para este caso es de $\alpha = 0.05$.

El grado de libertad para la muestra será de $Gl = 49$.

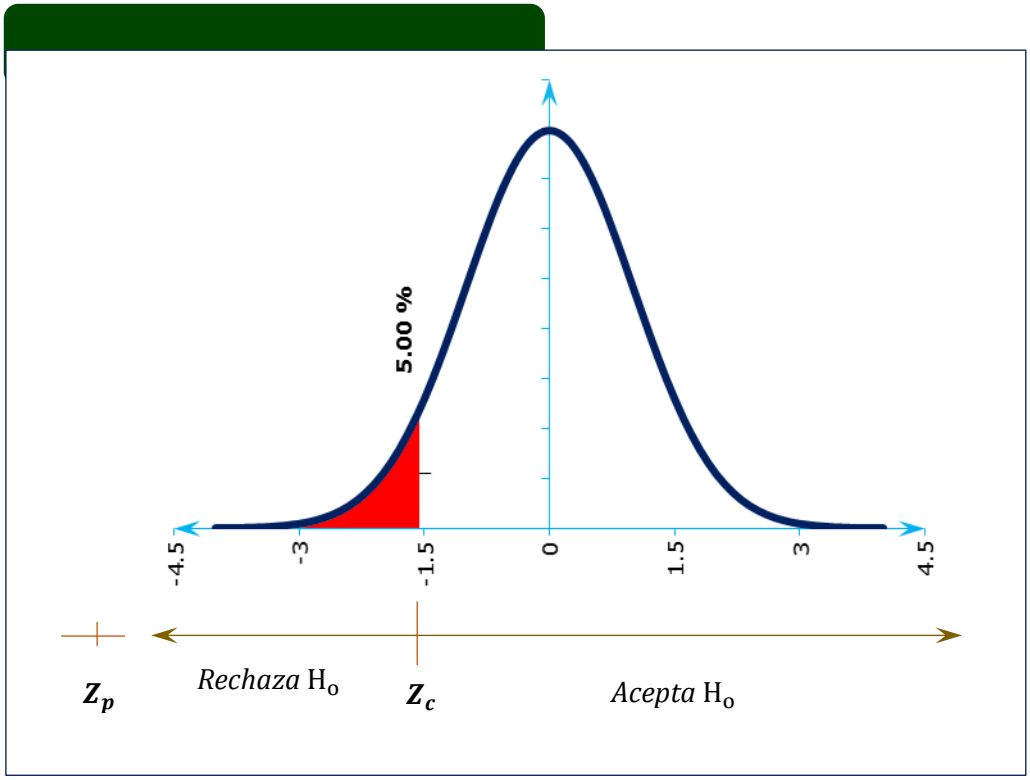
La región critica tomada según las tablas estadísticas es de $Z_c = -1.65$.

❖ **Calculo estadístico de prueba.**

Según las ecuaciones estadísticos, el valor obtenido de $Z_p = -16.874$

❖ **Decisión estadística.**

Figura N° 81: *Región critica de cola a la izquierda en escala z.*



Fuente: *Propio (2018)*

Como $Z_p < Z_c$ entonces se rechaza la hipótesis nula (H_o) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1).

4.2.2. **Análisis de la estabilidad de las aberturas generadas.**

Este análisis se hace con respecto a las sobre roturas de la sección de las aberturas generadas después de la voladura.

❖ **Planteamiento de hipótesis.**

El valor del volumen roto in-situ que se tiene en el diseño es de 2.875 m^3, pero como se tiene un porcentaje de sobre rotura permitido que oscila entre de 5 - 7 % del dicho volumen, entonces el volumen roto permitido será de 3.076 m^3.

Hipótesis nula:

El volumen de rotura in-situ es mayor o igual que $\mu_0 = 3.076\ m^3$.

$$H_o: \mu \geq \mu_0$$

Hipótesis alternativa:

El volumen de rotura in-situ permitido es menor que $\mu_0 = 3.076\ m^3$.

$$H_1: \mu < \mu_0$$

❖ **Cálculos.**

En el siguiente cuadro se muestran el resumen de los calculo, estadísticos y de prueba.

Cuadro N° 26: *Prueba de hipótesis para la sobre rotura generada.*

PRUEBA DE HIPOTESIS PARA LA MEDIA POBLACIONAL					
Datos genericos:					
	Nivel de Significancia =>			5	%
	Valor de acumulado =>				0.05
	Tipo de contrastación de la Hipótesis			<	
	Valor de la Media Poblacional =>				3.076
Determinacion de la hipótesis:					
	Hipotesis nula:		Ho	≥	3.076
	Hipotesis alterna:		Hi	<	3.076
Calculos estadisticos.					
	Media de la muestra =>				3.0449
	Desviación Estándar de la muestra =>				0.0734
	Tamaño de la Muestra =>				50
	Desviación Estándar de la Media muestral =>				0.0104
	Valor Tabular: Dist.Normal =>				-1.645
	Valor Tabular: Dist. T Student =>				-1.677
	Grado de libertad =>				49
Si el tamaño de muestra es grande			n >= 30		
	Estadístico de Prueba:			Zp:	-3.026
	Como Zp:	-3.026	<	Zc	-1.6449
	Por lo tanto Rechazamos la hipotesis nula.				Ho
		Aceptamos la hipotesis alternativca.			Hi

Fuente: *Propio (2018)*

❖ **Nivel de significancia.**

El nivel de significancia o nivel de riesgo, tomada para este caso es de $\alpha = 0.05$.

El grado de libertad para la muestra será de $Gl = 49$.

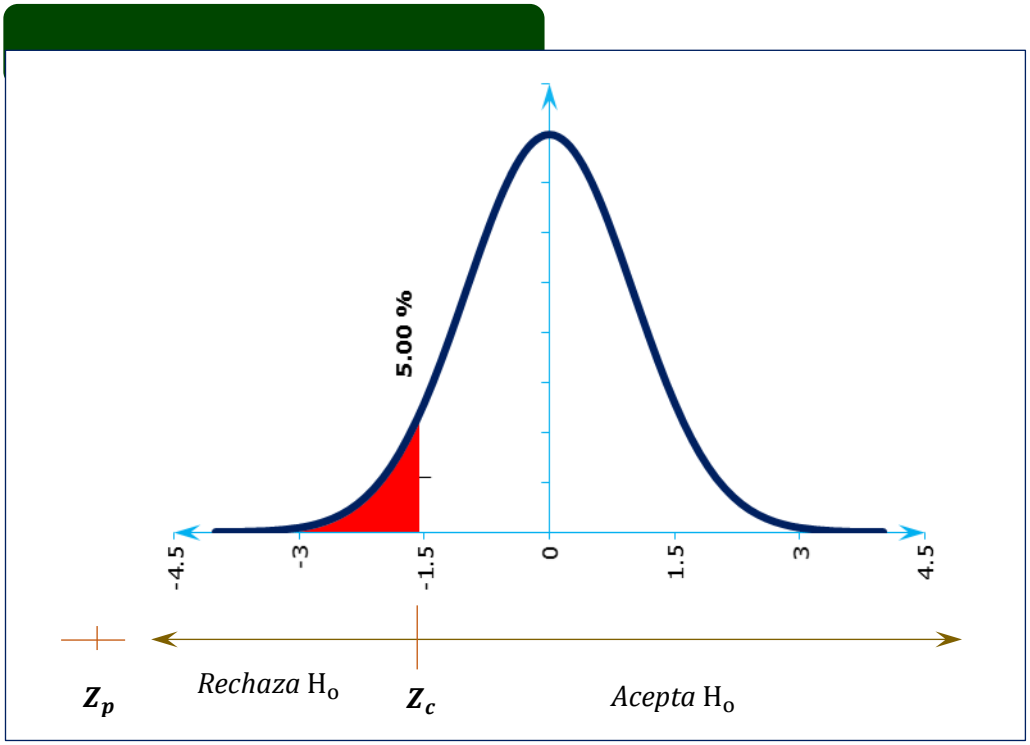
La región critica tomada según las tablas estadísticas es de $Z_c = -1.65$.

❖ **Calculo estadístico de prueba.**

Según las ecuaciones estadísticos, el valor obtenido de $Z_p = -3.026$

❖ **Decisión estadística.**

Figura N° 82: *Región critica de cola a la izquierda en escala z.*



Fuente: *Propio (2018)*

Como $Z_p < Z_c$ entonces se rechaza la hipótesis nula (H_o) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1).

4.2.3. **Análisis de avance lineal.**

❖ **Planteamiento de hipótesis.**

El valor de avance lineal planificado o de diseño es de 1.12 ml, pero una la longitud de avance requerida es de 1.11 ml (Este valor es referencia).

Hipótesis nula:

El avance lineal es menor o igual que $\mu_0 = 1.11$ ml

$$H_o: \mu \leq \mu_0$$

Hipótesis alternativa:

El avance lineal requerida es mayor que $\mu_0 = 1.11$ ml

$$H_1: \mu > \mu_0$$

❖ **Cálculos.**

En el siguiente cuadro se muestran el resumen de los calculo, estadísticos y de prueba.

Cuadro N° 27: *Prueba de hipótesis para el avance lineal.*

PRUEBA DE HIPOTESIS PARA LA MEDIA POBLACIONAL					
Datos genericos:					
	Nivel de Significancia =>			5	%
	Valor de acumulado =>				0.95
	Tipo de contrastación de la Hipótesis			>	
	Valor de la Media Poblacional =>				1.11
Determinacion de la hipótesis:					
	Hipotesis nula:		Ho	≤	1.11
	Hipotesis alterna:		Hi	>	1.11
Calculos estadisticos.					
	Media de la muestra =>				1.1717
	Desviación Estándar de la muestra =>				0.0240
	Tamaño de la Muestra =>				50
	Desviación Estándar de la Media muestral =>				0.0034
	Valor Tabular: Dist.Normal =>				1.645
	Valor Tabular: Dist. T Student =>				1.677
	Grado de libertad =>				49
Si el tamaño de muestra es grande			n >= 30		
	Estadístico de Prueba:			Zp:	18.518
	Como Zp:	18.518	>	Zc	1.6449
	Por lo tanto Rechazamos la hipotesis nula.				Ho
		Aceptamos la hipotesis alternativca.			Hi

Fuente: *Propio (2018)*

- **Nivel de significancia.**

  El nivel de significancia o nivel de riesgo, tomada para este caso es de $\alpha = 0.05$.

  El grado de libertad para la muestra será de $Gl = 49$.

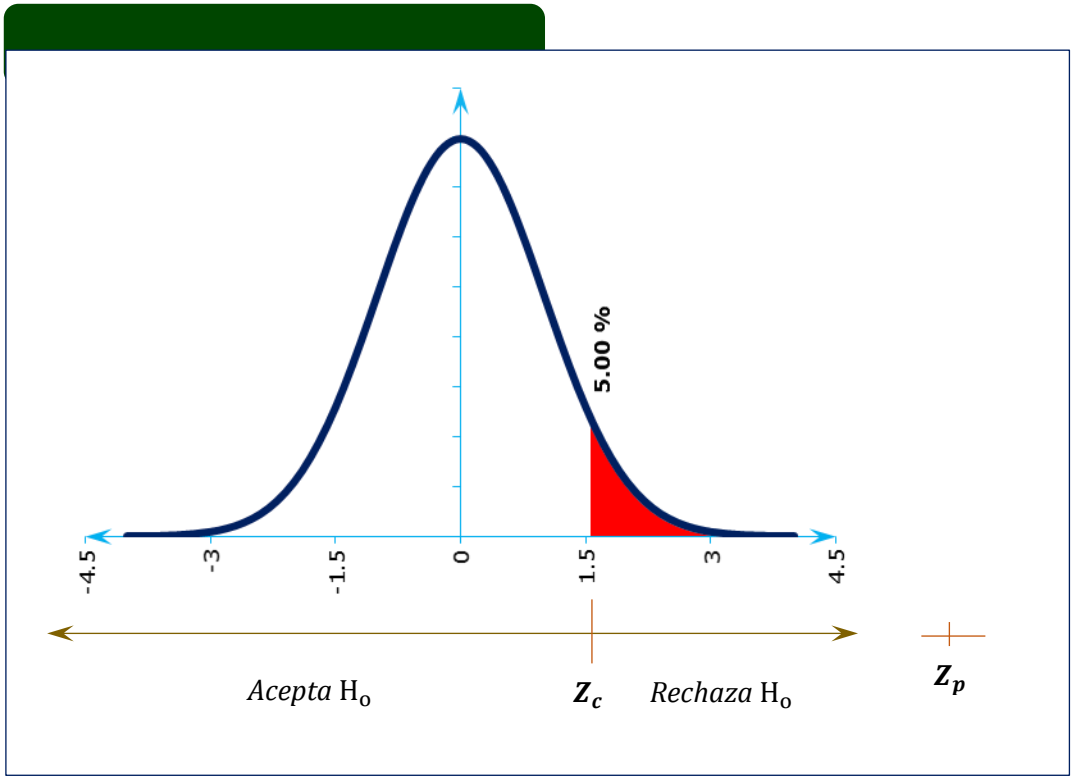
  La región critica tomada según las tablas estadísticas es de $Z_c = 1.65$.

- **Calculo estadístico de prueba.**

  Según las ecuaciones estadísticos, el valor obtenido de $Z_p = 18.518$

❖ **Decisión estadística.**

Figura N° 83: *Región critica de cola a la derecha en escala z.*



Fuente: *Propio (2018)*

Como $Z_p > Z_c$ entonces se rechaza la hipótesis nula (H_o) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1).

4.2.4. **Análisis de la proyección del material fragmentado.**

❖ **Planteamiento de hipótesis.**

La proyección general de fragmentación se determina a través de las proyecciones horizontales y verticales; de manera que se les denomina distancia alcanzada horizontal y vertical, el punto de referencia es en la cúspide de la pila del material fragmentado.

En este caso solo se analizará para la distancia horizontal alcanzada.

Hipótesis nula:

La distancia horizontal alcanzada por el material fragmentado es menor o igual que $\mu_0 = 1.25$ m

$$H_o: \mu \leq \mu_0$$

Hipótesis alternativa:

La distancia horizontal alcanzada por el material fragmentado es mayor que $\mu_0 = 1.25$ m

$$H_1: \mu > \mu_0$$

❖ **Cálculos.**

En el siguiente cuadro se muestran el resumen de los calculo, estadísticos y de prueba.

Cuadro N° 28: *Prueba de hipótesis para la proyección horizontal.*

PRUEBA DE HIPOTESIS PARA LA MEDIA POBLACIONAL					
Datos genericos:					
	Nivel de Significancia =>			5	%
	Valor de acumulado =>				0.95
	Tipo de contrastación de la Hipótesis			>	
	Valor de la Media Poblacional =>				1.25
Determinacion de la hipótesis:					
	Hipotesis nula:		Ho	≤	1.25
	Hipotesis alterna:		Hi	>	1.25
Calculos estadisticos.					
	Media de la muestra =>				1.4130
	Desviación Estándar de la muestra =>				0.2912
	Tamaño de la Muestra =>				50
	Desviación Estándar de la Media muestral =>				0.041
	Valor Tabular: Dist.Normal =>				1.645
	Valor Tabular: Dist. T Student =>				1.677
	Grado de libertad =>				49
Si el tamaño de muestra es grande			n >= 30		
	Estadístico de Prueba:			Zp:	3.957
	Como Zp:	3.957	>	Zc	1.6449
	Por lo tanto Rechazamos la hipotesis nula.				Ho
		Aceptamos la hipotesis alternativa			Hi

Fuente: *Propio (2018)*

❖ **Nivel de significancia.**

El nivel de significancia o nivel de riesgo, tomada para este caso es de $\alpha = 0.05$.

El grado de libertad para la muestra será de $Gl = 49$.

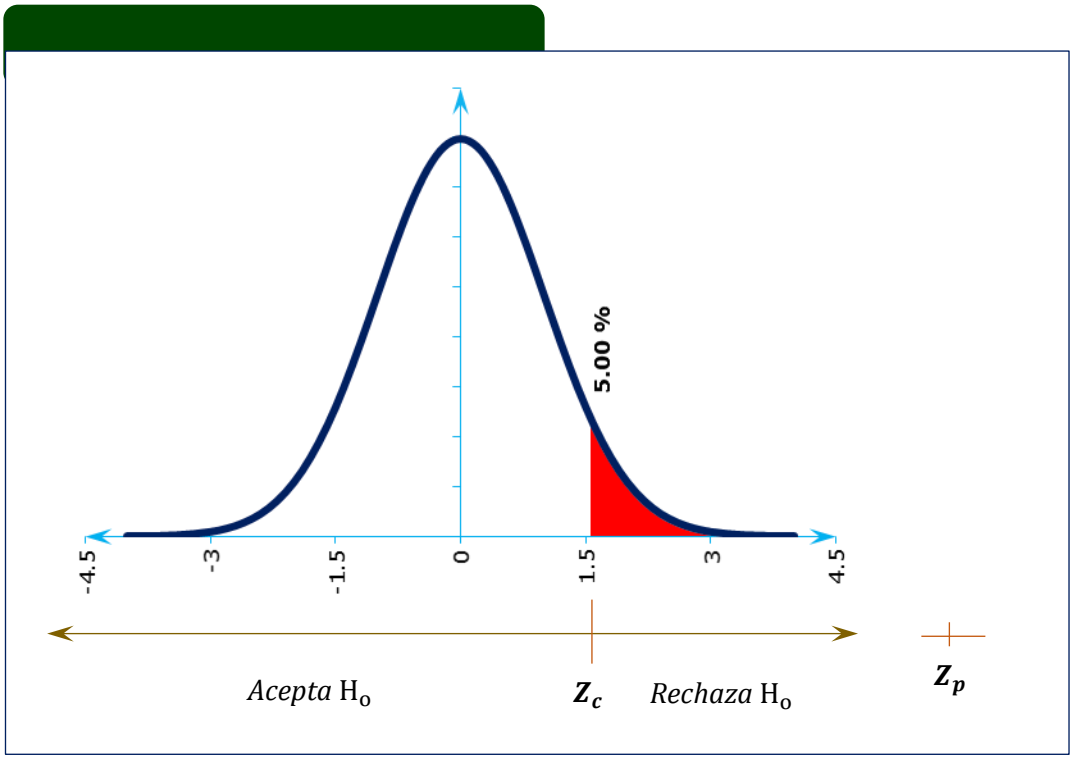
La región critica tomada según las tablas estadísticas es de $Z_c = 1.65$.

❖ **Calculo estadístico de prueba.**

Según las ecuaciones estadísticos, el valor obtenido de $Z_p = 3.975$

❖ **Decisión estadística.**

Figura N° 84: *Región critica de cola a la derecha en escala z.*



Fuente: *Propio (2018)*

Como $Z_p > Z_c$ entonces se rechaza la hipótesis nula (H_o) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1).

La prueba de hipótesis general

Como las hipótesis especificas han sido contrastadas, de manera afirmativa, se concluye que la hipótesis general es afirmativa como sigue:

Queda afirmado que el diseño de malla de perforación basada en las modelos geomecánicos influye de manera óptima, en el análisis del resultado de la voladura.

4.3. **Discusión de los resultados.**

Para realizar un diseño de malla de perforación, es de suma importante conocer los siguientes aspectos, la calidad del macizo rocoso (A base de RMR_{18}), Los esfuerzos in-situ presentes, esfuerzos inducidos presentes unos cinco metros atrás con respecto al frentes, el dimensionamiento y forma de la sección, tipo de explosivos que se va utilizar, la forma de carguío, y la secuencia de salida de los taladros del frente.

Ya habiendo diseñado la malla de perforación, se lleva a cabo la prueba real, de manera que después de esta prueba se analiza los cuatro objetivos que se tiene, en este caso, las primeras pruebas ejecutadas, tuvieron algunas deficiencias, por lo cual se decide hacer los respectivos ajustes correspondientes con respecto al número, ubicación, y distribución de las cargas explosivas de los taladros.

Después de haberse realizado los ajustes, y las pruebas correspondientes, se logra estandarizar el diseño de malla de perforación de 22 taladros, para un avance planificado de 60 metros de desarrollo de una cortada (del crucero XC. 217 del Nv. 3221).

Los resultados obtenidos y los aspectos que influenciaron sobre ellos se detallan a continuación:

El análisis granulométrico de la prueba muestral, fue de 10 a 14 cm en promedio, por lo cual, se ve que está en margen de la granulometría proyectada que es de 15cm. De modo que se puede decir que la operación unitaria de la limpieza y acarreo del material fragmentado, se llevaran de manera eficiente, ya que la dicha granulométrica facilita el carguío y disminuye el tiempo acarreo; de esta manera se estará optimizando directamente la operación unitaria; también una de los influentes en el tamaño de la fragmentación, fue la distribución correcta de los taladros en el frente de la labor, a base del área de influencia, a mismo no se puede dejar de lado la secuencia de salida, que ayudaron mucho en la fragmentación.

Respecto a la estabilidad de las aberturas generadas, se puede decir que su análisis se llevó acabo sobre el análisis de la sobre rotura de la labor generada, de acuerdo a los resultados adquiridos de aquello, diremos que la sobre rotura generada después de la voladura está en margen de 6 %. De esta forma se logró contralar eficientemente los daños que se genera en los contornos de la sección, dando como resultado una óptima estabilidad de aquella labor generado.

Por otra parte, el avance lineal esperado ha sido cumplido mayor a 100%, esto se debe a que los taladros de arranque que se perforaron fueron diseñados de una manera muy precisa con estas características: La ubicación de los alivios se hicieron en dirección al esfuerzo principal mayor del macizo rocoso, las longitudes de los taladros fueron 2 a 5cm mas que los demás taladros, el factor de carga que se considero fue 1.2 veces al promedio de carga por taladro. Otro aspecto que ayudo a mejorar el avance lineal fue el paralelismo de los taladros.

Ahora bien, para la proyección del material fragmentado se puede decir que, has sido uno de los resultados satisfechos en la investigación, porque se logró de manera óptima la forma de desplazamiento del material fragmentado, lo que ayudo mucho para la hacer la limpieza y la inspección del frente de manera rápida. Para tener estos resultados, influencio mucho el factor de carga que fue 1.2 veces al promedio y la secuencia de salida (el chispeo se realiza al final).

4.4. **Aporte de tesista.**

Al realizar el trabajo de investigación se obtuvieron los siguientes aportes:

Se obtuvieron buenos resultados con respecto a la clasificación del macizo rocoso con el nuevo diseño de sistema de clasificación que es el RMR_{18}, que especialmente ha sido diseñado para la minería subterránea, obviamente teniendo como referencia a muchos sistemas de clasificación establecidas.

Una vez conocido la calidad del macizo rocoso, es posible calcular el número de taladros y la cantidad necesaria de explosiva a utilizarse en función de RMR.

Se logró diseñar la forma y el dimensionamiento de la sección de acuerdo al valor de “k”.

El empleo de los modelos geomecanicos en el diseño de malla de perforación ha dado óptimos resultados con respecto a buena fragmentación, buena estabilidad, un buen avance lineal, y por ultimo una buena proyección del material fragmentado.

De esta forma, se puede decir que la aplicación de la geomecanica tiene una alta influencia en los resultados de la voladura, especialmente en las unidades mineras subterráneas.

CONCLUSIONES

1. **General.**

Se concluye que al hacer un diseño de malla de perforación a base de los modelos geomecánico, se logra optimizar de manera eficiente los resultados de la voladura, en forma de una buena fragmentación, una buena estabilidad de las labores, un buen avance lineal, una buena proyección del material fragmentado en las operaciones mineras subterráneas.

2. **Específicos.**

- Se concluye que los resultados de fragmentación para las voladuras en los frentes horizontales, ha sido optima por la razón de que los tamaños de los fragmentos después de la voladura han sido por debajo del tamaño proyectado. Y la también se concluye estadísticamente de que el tamaño promedio de la fragmentación permitido es menor que $\mu_0 = 15\ cm$, en el caso de la unidad minera en aplicación.
- En conclusión, con respecto a la estabilidad de las aberturas generadas, han dado resultados óptimos, ya que no se han apreciado sobre roturas fuera de lo permitido, ni caída de rocas imprevistos. Y la también se concluye estadísticamente de que el volumen de rotura in-situ permitido es menor que $\mu_0 = 3.076\ \mathrm{m}^3$, en el caso de la unidad minera en aplicación.
- Con relación al avance lineal, se concluye que la eficiencia de la voladura está por encima de lo previsto, dando lugar óptimos resultados en el avance lineal. Y también se concluye estadísticamente que el avance lineal requerida es mayor que $\mu_0 = 1.11$ ml, en el caso de la unidad minera en aplicación.
- Finalmente se concluye que la proyección del material fragmentado, han sido optimas debido, a que los desplazamientos de estos materiales han tomado una forma de curva de una ecuación de cuarto grado, dando lugar una pila de escombros perfectos. Y también se concluye estadísticamente que la distancia horizontal alcanzada por el material fragmentado es mayor que $\mu_0 = 1.25$ m, teniendo como referencia la cúspide de la pila de escombros, en el caso de la unidad minera en aplicación.

RECOMENDACIONES.

- Las empresas mineras deben considerar que las operaciones unitarias como la perforación y voladura son actividades de singular importancia por lo que deben ser analizadas y evaluadas permanentemente para su mejora continua.
- Es recomendable, realizar ajustes en el diseño de malla de perforación después de hacer el diseño de gabinete, ya que cada frente de trabajo tiene sus propios factores.
- La capacitación del trabajador debe ser permanente, en vista que ellos serán los directos ejecutores de los estándares establecidos y el grado de involucramiento de parte de los mismos, de manera que se garantice el éxito de la implementación del estudio realizado.
- Se debe tener cuidado en los principales factores de optimización de los estándares de perforación y voladura y en general del ciclo de minado, con un seguimiento y control operativo y la capacitación y creación de conciencia.
- El seguimiento y control operativo de la perforación y voladura debe abarcar el control del diseño de la malla de perforación según el tipo del macizo rocoso y cumplimiento del mismo, en la perforación (paralelismo en la perforación, eficiencia de perforación) y la adecuada replanteo o delineado de la malla de perforación (puntos de perforación a función del espaciamiento y burden establecidos en la malla de perforación), control y verificación de la secuencia de detonación de los taladros con respecto a la cara libre. Además, el control de la distribución de la carga explosiva en mina permitirá eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remanente.
- Se debe analizar permanentemente la reducción de los costos operativos de mina ya que es directamente proporcional a la magnitud de producción de la mina (tonelaje de mineral a producir, metros de avance programados en desarrollos o metros cúbicos de roca estéril a desplazar), por ello, es proporcional al consumo de explosivos y a la cantidad áreas de perforación.
- Se debe continuar con la investigación con respecto al empleo de modelos de diseño de mallas de perforación para optimizar los procesos mineros.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.

- Berrocal Mallqui, Miguel. (2015). ***Estabilidad de excavaciones subterráneas.*** Lima-Perú: Mismo autor.
- Berrocal Mallqui, Miguel (2014). Conferencia sobre ***Medición de tensiones in situ en el macizo rocoso***. Jueves minero. Lima.
- Centros Tecnológicos de Voladura EXSA (2010). ***Manual práctico de voladura***. Lima: Exsa.
- Gerencia de supervisión minera, Osinergmin (2017). ***Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas***. Lima: Osinergmin
- Hernández Sampieri, R. (1991). ***Metodología de la investigación***. México: McGRAW - HILL INTERAMERICANA DE MÉXICO.
- Leiva Torres, A. (2007). ***Influencia de la optimización de la fragmentación de roca en la rentabilidad de las operaciones mina-molienda***. (Tesis de grado). Universidad Pontífice Católica, Peru.
- Lopez Gimeno, M. (2000). ***Manual de Perforacion y voladura***. España: Editorial SC.
- Ojeda Mestas, R. (2008***). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia***. Lima.
- Moye, D.G. 1955. ***Engineering geology for the Snowy Mountain scheme.*** Journal of Institution of Engineers, Australia, 27. Pág. 287-298. Munsell. Color Chart.

ANEXOS

Anexo 01: Matriz de consistencia de la investigación.

TITULO: **DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN BASADO, EN LOS MODELOS GEOMECÁNICOS, PARA OPTIMIZAR LA VOLADURA EN LA MINERÍA SUBTERRÁNEA EN EL AÑO 2018.**				
PROBLEMA	**VARIABLES**	**OBJETIVO**	**HIPOTESIS**	**METODOLOGIA**
Problema general. ¿Cómo influye el diseño de malla de perforación, basado en los modelos geomecánicos, en la optimización de la voladura, en la minería subterránea en el año 2018? **Problemas específicos:** ➢ ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación concerniente a la fragmentación del material roto por la voladura? ➢ ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación referente a la estabilidad de las aberturas subterráneas? ➢ ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación correspondiente al avance lineal? ➢ ¿De qué manera influirá el diseño de malla de perforación con respecto a la proyección del material fragmentado?	**Variable independiente.** El diseño de malla de perforación basada en los modelos geomecánicos **Variable dependiente.** Optimizar la voladura en minería subterránea en el año 2018.	**Objetivo general.** Diseñar la malla de perforación basado en los modelos geomecánicos para optimizar la voladura en minería subterránea en el año 2018. **Objetivos específicos.** ➢ Obtener una buena fragmentación del material roto, con el nuevo diseño de la malla de perforación. ➢ Alcanzar una buena estabilidad de las aberturas generadas, con el nuevo diseño de la malla de perforación. ➢ Lograr un óptimo avance lineal, con el nuevo diseño de la malla de perforación. ➢ Conseguir una buena proyección del material fragmentado, con el nuevo diseño de la malla de perforación.	**Hipótesis general.** El diseño de malla de perforación basada en los modelos geomecánicos influye de manera óptima, en los análisis del resultado de la voladura. **Hipótesis específicas:** ➢ El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye de manera factible en la fragmentación del material roto. ➢ El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye de manera aceptable en la estabilidad de las aberturas subterráneas. ➢ El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye de manera positiva en el avance lineal. ➢ El diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos influye apropiadamente en la proyección del material fragmnetado.	**Tipo de investigación.** Aplicada **Diseño de investigación.** No Experimental - Transversal **Nivel de investigación.** Descriptivo y Explicativo **Población de investigación.** Unidades Mineras Subterráneas **Muestra de investigación.** Frentes de minado de la Unidad Minera MIRIAM DEL PILAR (En especial al crucero XC. 217 del Nv. 3221), de la empresa AVANCE MINERO S.A.C. **Técnicas e instrumentos de recolección de datos.** ➢ La técnica usada es la observación directa. ➢ Los instrumentos usados son: Tablas geomecanicas, mapas geomecanicos y ensayos de laboratorio e IN-SITU.

Anexo 02: Tablas de mapeos geomecánicos, de RMR_{18} y $MRMR_{18}$ tanto de línea de detalle, celdas.

RMR_{18} Mapeo por línea de detalle con la alterabilidad

Mapeo geomecánico por línea de detalle (RMR_{18})

Cia. Minera: *AVANCE MINERO S.A.C*	Unidad minera: *Miriam del Pilar*	Fecha:	N° hoja:
Ubicación:	Nivel: *3221*	Registrado por: *Bach. CHINCHAY JACOME Juan Carlos*	

Orientación de línea de detalle		Longitud lineal (m)	Coordenadas		
Azimut (°):	Inclinación (°):		E:	N:	Altitud:

I. Parámetros de clasificación (RMR_b).

N°	Span (Distancia)	Tipo de estructura	Orientación de las discont.		# de fracturas similares	Resist. a la compresión	# de juntas al metro	Condición de las discontinuidades														Hidrogeología					Alterabilidad (%)				RMR_{18}	Observaciones
			Dirección de buzamiento	Angulo de buzamiento				Persistencia (m)				Rugosidad				Relleno				Alteración													
																Duro		Blando															
								<1m	1-3m	3-10m	>10m	Muy rugosa	Rugosa	Lisa	Sup. de deslizam.	<5mm	>5mm	<5mm	>5mm	Fresca	Poco alterado	Muy alterado	Descompuesta	Seco	Lig. húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo	>85	60-85	30-60	<30		
								5	4	2	0	5	3	1	0	5	2	2	0	5	3	1	0	15	10	7	4	0	10	8	4	0		
1																																	
2																																	
3																																	
4																																	
5																																	
6																																	
7																																	
8																																	
9																																	
10																																	
11																																	
12																																	
13																																	
14																																	

II. Parámetros de corrección.

2.1. Corrección por orientación del eje del labor minero (f_o) .

Rumbo perpendicular al eje del labor minera				Rumbo paralelo al eje del labor minera		
Excavación en sentido del buz. y el rumbo de las fisuras		Excavación en contra del buzamiento y el rumbo de las fisuras				Independiente del rumbo
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	-5	-10

2.2. Corrección por tipo de voladura (f_v) .

Excavación mecánica sin voladura (tuneladoras)	Voladura controlada (precorte y de corte)	Voladura convencional eficiente	Voladura deficiente
1	0.97	0.94	0.8

2.3. Corrección por influencia de plastificación(f_s) .

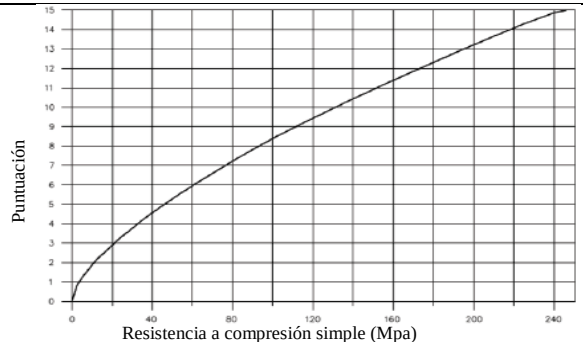
Esfuerzos de gran magnit. normales al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.
1.2	0.7	1

$$(RMR_{18} = (RMR_b + f_o) \times f_v \times f_s$$

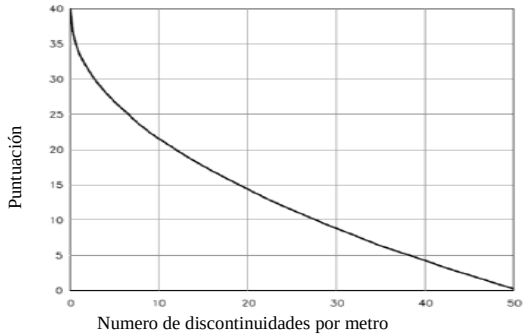
Valoración RMR_{14}		**100-81**		**80-61**		**60-41**		**40-21**		**20-0**	
Clase		**I**		**II**		**III**		**IV**		**V**	
Tipo		**Muy buena**		**Buena**		**Media**		**Mala**		**Muy mala**	
Categoría	**Clase**	**100-91**	**90-81**	**80-71**	**70-61**	**60-51**	**50-41**	**40-31**	**30-21**	**20-11**	**10-0**
		a	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**
	Denominación	**Excelente**	**Extr. buena**	**Muy buena**	**Buena**	**Medianamente buena**	**Medianamente mala**	**Mala**	**Muy mala**	**Extr. mala**	**Pésima**
Código de colores											

Calculo de la puntuación gráficamente del

Respecto a los valores de resistencia a compresión simple de la roca intacta



Respecto al número de discontinuidades por metro.



RMR_{18} Mapeo por línea de detalle (Para la investigación)

Mapeo geomecánico por línea de detalle (RMR_{18})			
Cia. Minera: *AVANCE MINERO S.A.C*	Unidad minera: *Miriam del Pilar*	Fecha:	N° hoja:
Ubicación:	Nivel: *3221*	Registrado por: *Bach. CHINCHAY JACOME Juan Carlos*	

Orientación de línea de detalle		Longitud lineal (m)	Coordenadas		
Azimut (°):	Inclinación (°):		E:	N:	Altitud:

I. Parámetros de clasificación (RMR_b).

N°	Span (Distancia)	Tipo de estructura	Orientación de las discontinuidades		# de fracturas similares	Res. A compresión	# de discont. Por metro	Condición de las discontinuidades																										Hidrogeología					RMR18 basico	RMR_{18} corregido
			Direc. de Buz.	Buzamiento				Persistencia					Apertura					Rugosidad					Relleno					Alteración					Estado del terreno						
								< 1m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	> 20 m	Cerrada	<0.1 mm	0.1-1 mm	1-5 mm	>5 mm	Muy rugosa	Rugosa	Lig. Rugosa	Lisa	Sup. De desl.	Limpio	Duro		Blando		Fresca	Lig. alterada	Moderad. alterada	Muy alterada	Descompuesta	Seco	Lig. humedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
																								<5 mm	> 5 mm	<5 mm	>5 mm											
								6	**4**	**2**	**1**	**0**	**6**	**5**	**4**	**1**	**0**	**6**	**5**	**3**	**2**	**0**	**6**	**4**	**2**	**2**	**0**	**6**	**5**	**3**	**1**	**0**	**15**	**10**	**7**	**4**	**0**		
1																																						
2																																						
3																																						
4																																						
5																																						
6																																						
7																																						
8																																						
9																																						

II. Parámetros de corrección.

2.1. Corrección por orientación del eje del labor minero (f_o) .

Rumbo perpendicular al eje del labor minera				Rumbo paralelo al eje del labor minera		
Excavación en sentido del buz. y el rumbo de las fisuras		Excavación en contra del buzamiento y el rumbo de las fisuras				Independiente del rumbo
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	-5	-10

2.2. Corrección por tipo de voladura (f_v) .

Excavación mecánica sin voladura (tuneladoras)	Voladura controlada (precorte y de corte)	Voladura convencional eficiente	Voladura deficiente
1	0.97	0.94	0.8

2.3. Corrección por influencia de plastificación(f_s) .

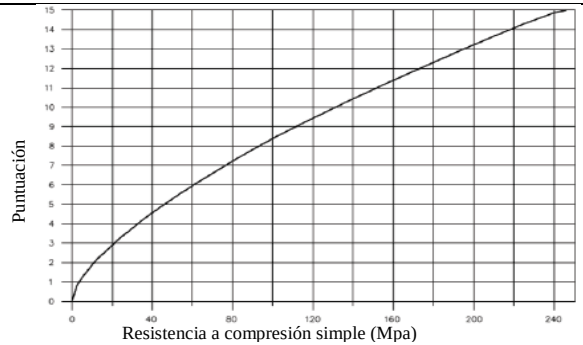
Esfuerzos de gran magnit. normales al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.
1.2	0.7	1

$$(RMR_{18} = (RMR_b + f_o) \times f_v \times f_s$$

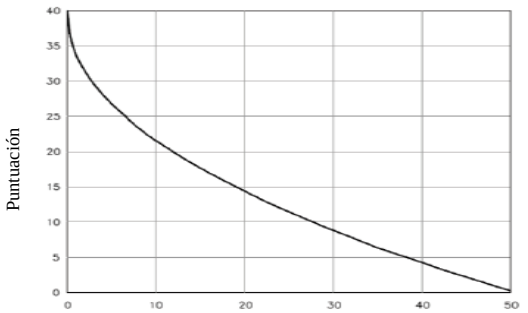
Valoración RMR_{14}		**100-81**		**80-61**		**60-41**		**40-21**		**20-0**	
Clase		**I**		**II**		**III**		**IV**		**V**	
Tipo		**Muy buena**		**Buena**		**Media**		**Mala**		**Muy mala**	
Categoría	**Clase**	**100-91**	**90-81**	**80-71**	**70-61**	**60-51**	**50-41**	**40-31**	**30-21**	**20-11**	**10-0**
		a	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**
	Denominación	**Excelente**	**Extr. buena**	**Muy buena**	**Buena**	**Medianamente buena**	**Medianamente mala**	**Mala**	**Muy mala**	**Extr. mala**	**Pésima**
Código de colores											

Calculo de la puntuación gráficamente del

Respecto a los valores de resistencia a compresión simple de la roca intacta



Respecto al número de discontinuidades por metro.



RMR$_{18}$ Mapeo por celda (Para la investigación)

Mapeo geomecánico por celdas (RMR$_{18}$)

Compañía minera:	*AVANCE MINERO S.A.C*	**Mapeado por:**	*Bach. CHINCHAY JACOME, Juan Carlos*	**Fecha:**	
Unidad minera:	*Miriam del Pilar*	**Revisado por:**		**N° de foto:**	
Nivel:	*Nv. 3221*	**Litología:**	*Roca sedimentaria*	**Estación:**	
Labor:	*XC 217*	**Coordenadas:**	E: N:	**Altitud:**	*3200 m.s.n.m*

EVALUACION ESTRUCTURAL											
N° Familias	Tipo	D. Buz (°)	Buz (°)	Span (m)	# Fract. Simil.	#Fracturas/metro	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Alteración
1											
2											
3											
4											
5											
6											
7											
8											
9											
10											
11											

	Clasificación RMR$_{18}$										Sub-val.
1	**Resistencia a compresión simple de roca intacta**	Valor según el ábaco de la Figura Ia:									15
2	**Frecuencia de fracturas**	Valor según el ábaco de la Figura Ib:									40
3	**Condición de juntas**	**Persistencia**	<1m		1-3m		3-10m		>10m		
		Valoración	6		4		2		0		6
		Apertura	cerrada		<0.1mm		0.1-1mm		1-5mm	>5mm	
		Valoración	6		5		4		1	0	6
		Rugosidad	Muy rugoso		Rugoso		Lig. Rugoso		Lisa	Sup. De desl.	
		Valoración	6		5		3		1	0	6
		Relleno	Limpio		Duro				Blando		
					<5mm		>5mm		<5mm	>5mm	
		Valoración	6		4		2		2	0	6
		Alteración	Fresca		Lig. Alterad.		Mod. Alterad.		Muy alterad.	Descom.	
		Valoración	6		5		3		1	0	6
4	**Hidrología**	**Estado del terreno**	Seco		Lig. Húmedo		Húmedo		Goteando	Fluyendo	
		Valoración	15		10		7		4	0	15
	$RMR_{18} = (RMRb + fo) \times fv \times fs$						Valor de RMR18 básico				100

I. Parámetros de corrección.

1.1. Corrección por orientación del eje del labor minero (f_o) .

Rumbo perpendicular al eje del labor minera				Rumbo paralelo al eje del labor minera		
Excavación en sentido del buz. y el rumbo de las fisuras		Excavación en contra del buzamiento y el rumbo de las fisuras				Independiente del rumbo
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	-5	-10

1.2. Corrección por efecto de voladura (f_v) .

Excavación mecánica sin voladura (tuneladoras)	Voladura controlada (precorte y de corte)	Voladura convencional eficiente	Voladura deficiente
1	0.97	0.94	0.8

1.3. Corrección por esfuerzos inducidos(f_s) .

Esfuerzos de gran magnit. normales al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.
1.2	0.7	1

$$RMR_{18} = (RMR_b + f_o) \times f_v \times f_s$$

Valoración RMR_{14}		**100-81**		**80-61**		**60-41**		**40-21**		**20-0**	
Clase		**I**		**II**		**III**		**IV**		**V**	
Tipo		**Muy buena**		**Buena**		**Media**		**Mala**		**Muy mala**	
Categoría	**Clase**	**100-91**	**90-81**	**80-71**	**70-61**	**60-51**	**50-41**	**40-31**	**30-21**	**20-11**	**10-0**
		a	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**	**a**	**b**
	Denominación	**Excelente**	**Extr. buena**	**Muy buena**	**Buena**	**Medianamente buena**	**Medianamente mala**	**Mala**	**Muy mala**	**Extr. mala**	**Pésima**
Código de colores											

Calculo de la puntuación gráficamente del

Figura Ia: Respecto a los valores de resistencia a compresión simple de la roca intacta

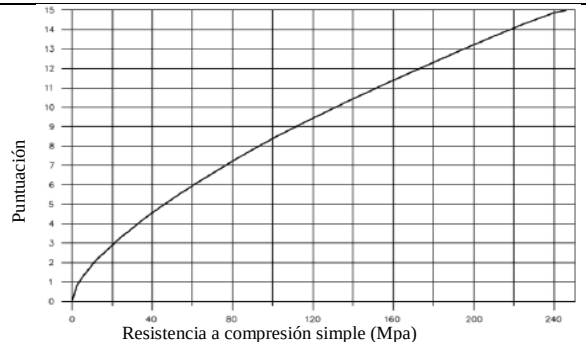
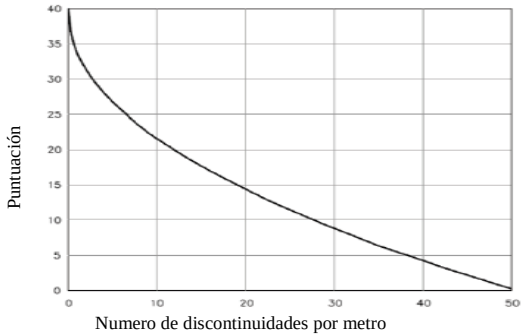


Figura Ib: Respecto al número de discontinuidades por metro.



MRMR$_{18}$ Mapeo por celda

Mapeo geomecánico por celdas (MRMR$_{18}$)

Compañía minera:	*AVANCE MINERO S.A.C*	**Mapeado por:**	Bach. CHINCHAY JACOME, Juan Carlos	**Fecha:**	
Unidad minera:	*Miriam del Pilar*	**Revisado por:**		**N° de foto:**	
Nivel:	*Nv. 3221*	**Litología:**		**Estación:**	
Labor:	*Gal N45E*	**Coordenadas:**	E: N:	**Altitud:**	*3200 m.s.n.m*

EVALUACION ESTRUCTURAL

N° Familias	Tipo	D. Buz (°)	Buz (°)	Span (m)	# Fract. Simil.	#Fracturas/metro	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Alteración
1											
2											
3											
4											
5											
6											
7											
8											
9											

Clasificación MRMR$_{18}$

											Sub-val.
1	**Resistencia a compresión simple de roca intacta**	Valor según el ábaco de la Figura Ia: (Que es el doble obtenido de la grafica)									30
2	**Frecuencia de fracturas**	Valor según el ábaco de la Figura Ib:									40
3	**Condición de juntas**	**Persistencia**	<1m		1-3m		3-10m		>10m		
		Valoración	6		4		2		1	0	6
		Apertura	cerrada		<0.1mm		0.1-1mm		1-5mm	>5mm	
		Valoración	6		5		4		1	0	6
		Rugosidad	Muy rugoso		Rugoso		Lig. Rugoso		Lisa	Sup. De desl.	
		Valoración	6		5		3		1	0	6
		Relleno	Limpio		Duro				Blando		
					<5mm		>5mm		<5mm	>5mm	
		Valoración	6		4		2		2	0	6
		Alteración	Fresca		Lig. Alterad.		Mod. Alterad.		Muy alterad.	Descomp.	
		Valoración	6		5		3		1	0	6
$MRMR_{18} = IRMR_{18} \times F_{ajuste}$							Valor de IRMR$_{18}$				100

* MRMR sin la hidrología en la evaluación básica

I. Parámetros de corrección.

Corrección por orientación del eje del labor minero (f_o) .

Rumbo perpendicular al eje del labor minera				Rumbo paralelo al eje del labor minera		
Excavación en sentido del buz. y el rumbo de las fisuras		Excavación en contra del buzamiento y el rumbo de las fisuras				Independiente del rumbo
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
0.85	0.88	0.94	0.98	1	0.94	0.98

Por presencia de agua (f_w) .

Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo
1	0.95	0.93	0.85	0.75

Corrección por efecto de voladura (f_v) .

Excavación mecánica sin voladura (tuneladoras)	Voladura controlada (precorte y de corte)	Voladura convencional eficiente	Voladura deficiente
1	0.97	0.94	0.8

Corrección por esfuerzos inducidos(f_s) .

Esfuerzos de gran magnit. normales al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.	Esf. de gran magnit. casi paralelos al plano de las estruc.
1.2	0.7	1

$$MRMR_{18} = IRMR_{18} \times f_o \times f_v \times f_s \times f_W$$

$$MRMR_{18} =$$

Valoración RMR_{14}		100-81		80-61		60-41		40-21		20-0	
Clase		I		II		III		IV		V	
Tipo		Muy buena		Buena		Media		Mala		Muy mala	
Categoría	**Clase**	100-91	90-81	80-71	70-61	60-51	50-41	40-31	30-21	20-11	10-0
		a	b	a	b	a	b	a	b	a	b
	Denominación	Excelente	Extr. buena	Muy buena	Buena	Medianamente buena	Medianamente mala	Mala	Muy mala	Extr. mala	Pésima
Código de colores											

Calculo de la puntuación gráficamente del

Figura Ia: Respecto a los valores de resistencia a compresión simple de la roca intacta

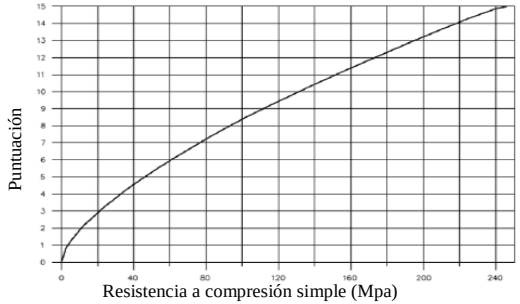
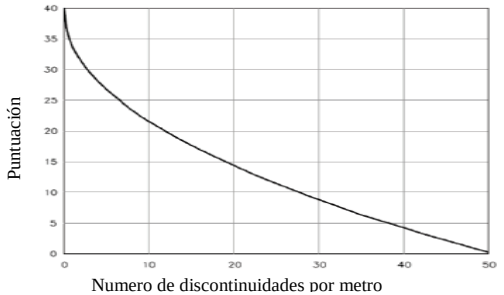


Figura Ib: Respecto al número de discontinuidades por metro.



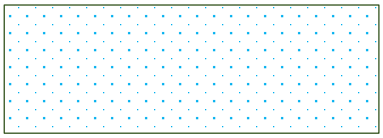
Mapeo geomecánico del frente avance (RMR_{18})

Cia. Minera:	Unidad minera:		Fecha:	N° hoja:
Ubicación:	Nivel:	N° de disparo:	Registrado por:	

Orientación de la labor		Sección (m)		Coordenadas		
Azimut (°):	Inclinación (°):	Alto:	Base:	E:	N:	Altitud:

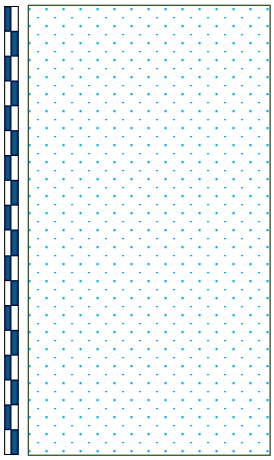
MINA MIRIAM DEL PILAR

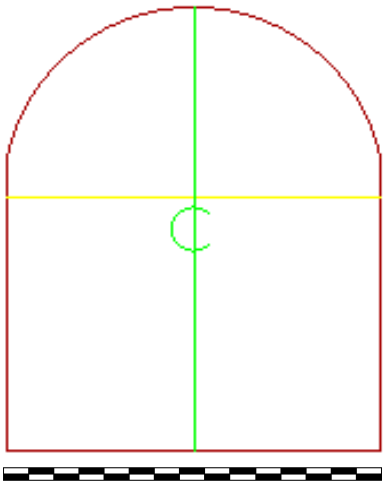
Corona (Techo) T



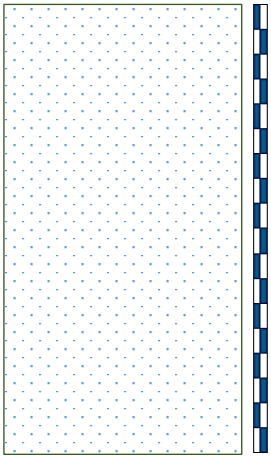
Sentido de la excavación

Pared derecha PD





Pared Izquierdo PI



Clasificación RMR_{18}

1	**Resistencia a compresión simple de roca intacta**			Valor según el ábaco de la Figura Ia:												
2	**Frecuencia de fracturas**			Valor según el ábaco de la Figura Ib:												
3	**Condición de juntas**	**Persistencia**	<1m		1-3m		3-10m		>10m							
		Valoración	6		4		2		0							
		Apertura	cerrada		<0.1mm		0.1-1mm		1-5mm		>5mm					
		Valoración	6		5		4		1		0					
		Rugosidad	Muy rugoso		Rugoso		Lig. Rugoso		Lisa		Sup. De desl.					
		Valoración	6		5		3		1		0					
		Relleno	Limpio		Duro				Blando							
					<5mm		>5mm		<5mm		>5mm					
		Valoración	6		4		2		2		0					
		Alteración	Fresca		Lig. Alterad.		Mod. Alterad.		Muy alterad.		Descom.					
		Valoración	6		5		3		1		0					
4	**Hidrología**	**Estado del terreno**	Seco		Lig. Húmedo		Húmedo		Goteando		Fluyendo					
		Valoración	15		10		7		4		0					
	$RMR_{18} = (RMRb + fo) \times fv \times fs$						Valor de RMR_{18} básico									

EVALUACION ESTRUCTURAL

N° Familias	Tipo	D. Buz (°)	Buz (°)	Span (m)	# Fract. Simil.	#Fracturas/m	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	Hidrología	RMR_{18} Corregido	Observaciones
1														
2														
3														
4														

Mapeo geomecánico del frente avance (RMR_{18})

Cia. Minera:	Unidad minera:		Fecha:	N° hoja:
Ubicación:	Nivel:	N° de disparo:	Registrado por:	

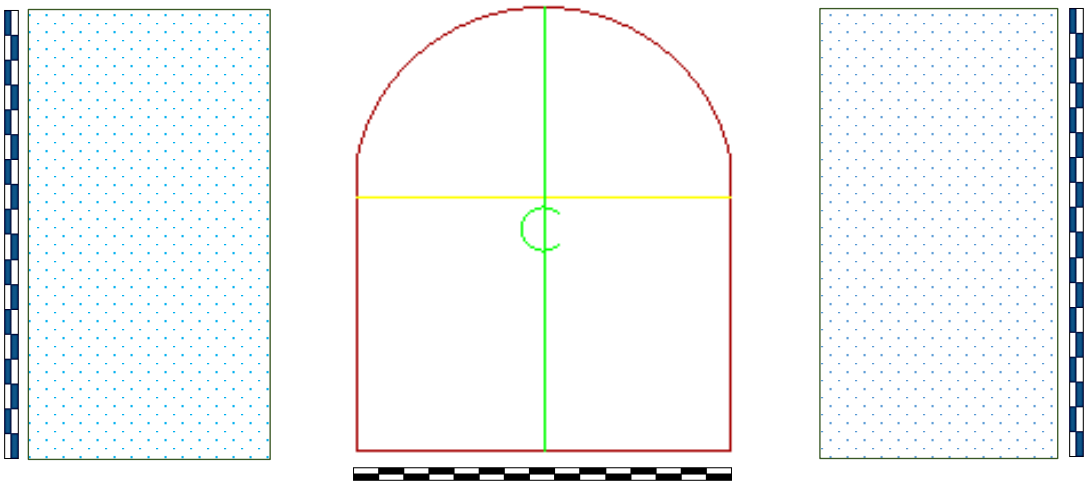
Orientación de la labor		Sección (m)		Coordenadas		
Azimut (°):	Inclinación (°):	Alto:	Base:	E:	N:	Altitud:

Corona (Techo) T

Sentido de la excavación

Pared derecha PD

Pared Izquierdo PI



Clasificación RMR_{18}

1	**Resistencia a compresión simple de roca intacta**			Valor según el ábaco de la Figura Ia:								
2	**Frecuencia de fracturas**			Valor según el ábaco de la Figura Ib:								
3	**Condición de juntas**	**Persistencia**	<1m		1-3m		3-10m		>10m			
		Valoración	6		4		2		0			
		Apertura	cerrada		<0.1mm		0.1-1mm		1-5mm		>5mm	
		Valoración	6		5		4		1		0	
		Rugosidad	Muy rugoso		Rugoso		Lig. Rugoso		Lisa		Sup. De desl.	
		Valoración	6		5		3		1		0	
		Relleno	Limpio		Duro				Blando			
					<5mm		>5mm		<5mm		>5mm	
		Valoración	6		4		2		2		0	
		Alteración	Fresca		Lig. Alterad.		Mod. Alterad.		Muy alterad.		Descom.	
		Valoración	6		5		3		1		0	
4	**Hidrología**	**Estado del terreno**	Seco		Lig. Húmedo		Húmedo		Goteando		Fluyendo	
		Valoración	15		10		7		4		0	
	$RMR_{18} = (RMRb + fo) \times fv \times fs$						Valor de RMR_{18} básico					

EVALUACION ESTRUCTURAL

Denominacion	Tipo	D. Buz (°)	Buz (°)	Span (m)	# Fract. Simil.	#Fracturas/m	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	Hidrología	RMR_{18} Básico	RMR_{18} Corregido
S														
PD														
PI														
T														

Anexo 03: Uso de Martillo de Schmidt, para determinar la resistencia compresiva.

Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 04: Uso de Peine de Barton, para determinar coeficiente de rugosidad y uso de Brújula Brunton, para determinar direcciones, rumbos y sentido de las discontinuidades.

Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 05: Índice de resistencia geológica (GSI).

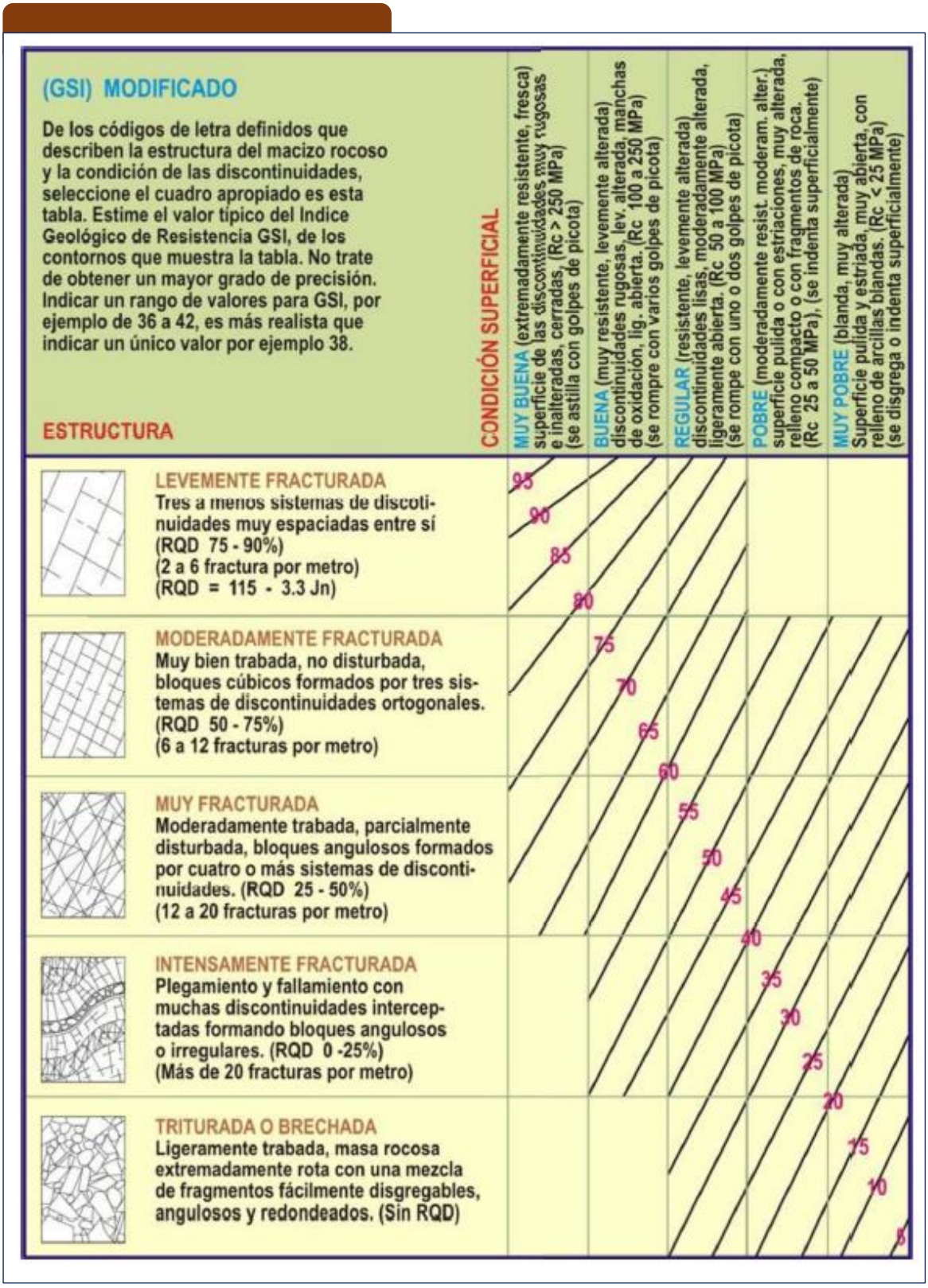
CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO

Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de las paredes y relleno de las discontinuidades.

ESTRUCTURA	CONDICIÓN SUPERFICIAL MUY BUENA (extremadamente resistente, fresca) superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas, (Rc > 250 MPa) (se astilla con golpes de picota)	BUENA (muy resistente, levemente alterada) discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, lig. abierta. (Rc 100 a 250 MPa) (se rompe con varios golpes de picota)	REGULAR (resistente, levemente alterada) discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abierta. (Rc 50 a 100 MPa) (se rompe con uno o dos golpes de picota)	POBRE (moderadamente resist. moderam. alter.) superficie pulida o con estriaciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (se indenta superficialmente)	MUY POBRE (blanda, muy alterada) Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas. (Rc < 25 MPa) (se disgrega o indenta superficialmente)
LEVEMENTE FRACTURADA Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fractura por metro) (RQD = 115 - 3.3 Jn)	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
MODERADAMENTE FRACTURADA Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 12 fracturas por metro)	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
MUY FRACTURADA Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por metro)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
INTENSAMENTE FRACTURADA Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 -25%) (Más de 20 fracturas por metro)	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
TRITURADA O BRECHADA Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)	T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP

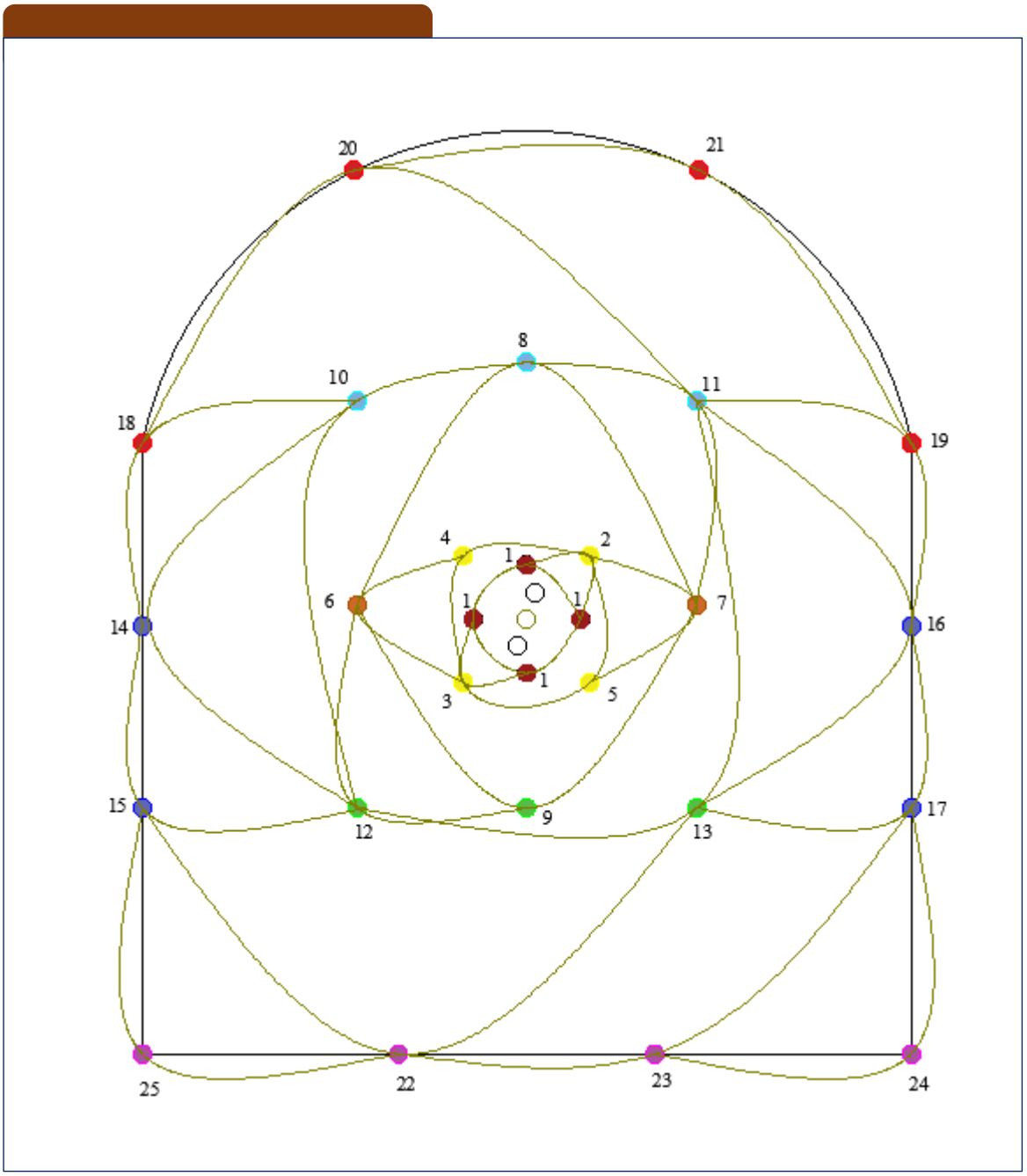
Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 06: Índice de resistencia geológica (GSI).



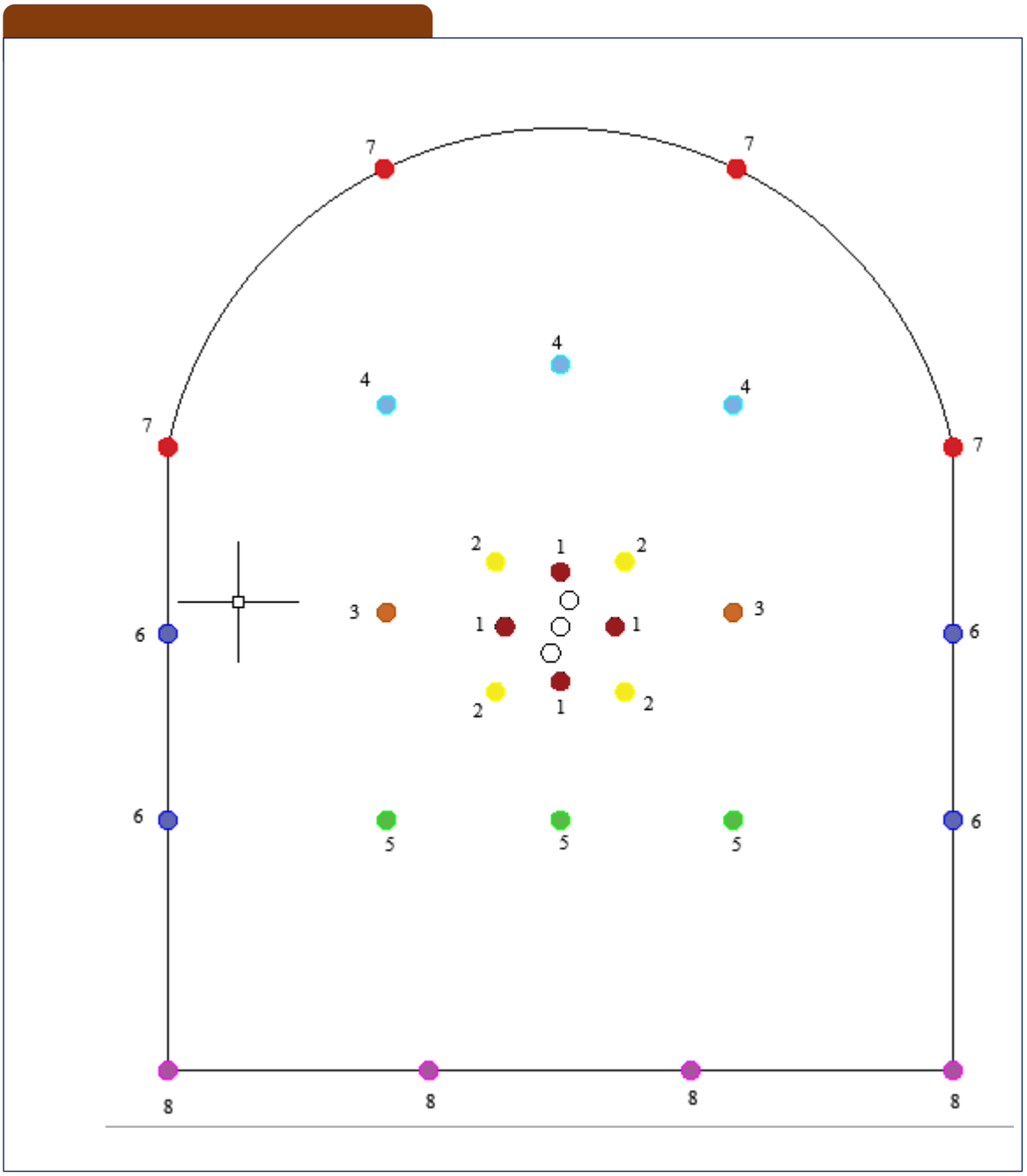
Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 07: Diseño de malla de perforación de referencial.



Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 08: Diseño de malla de perforación de referencial.



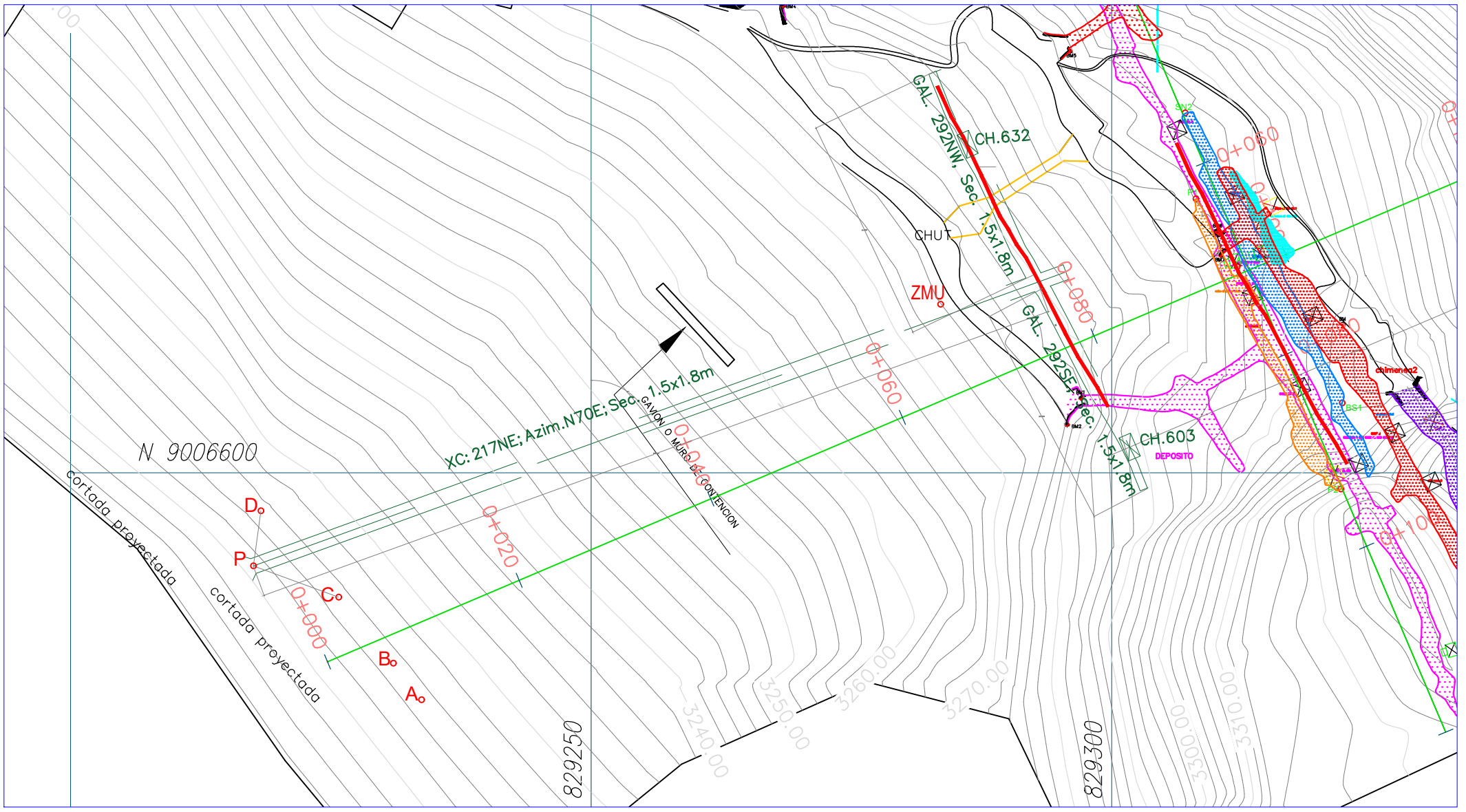
Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 09: Planos y Mapas

PERFIL LONGITUDINAL

E: 1/100

VISTA EN PLANTA

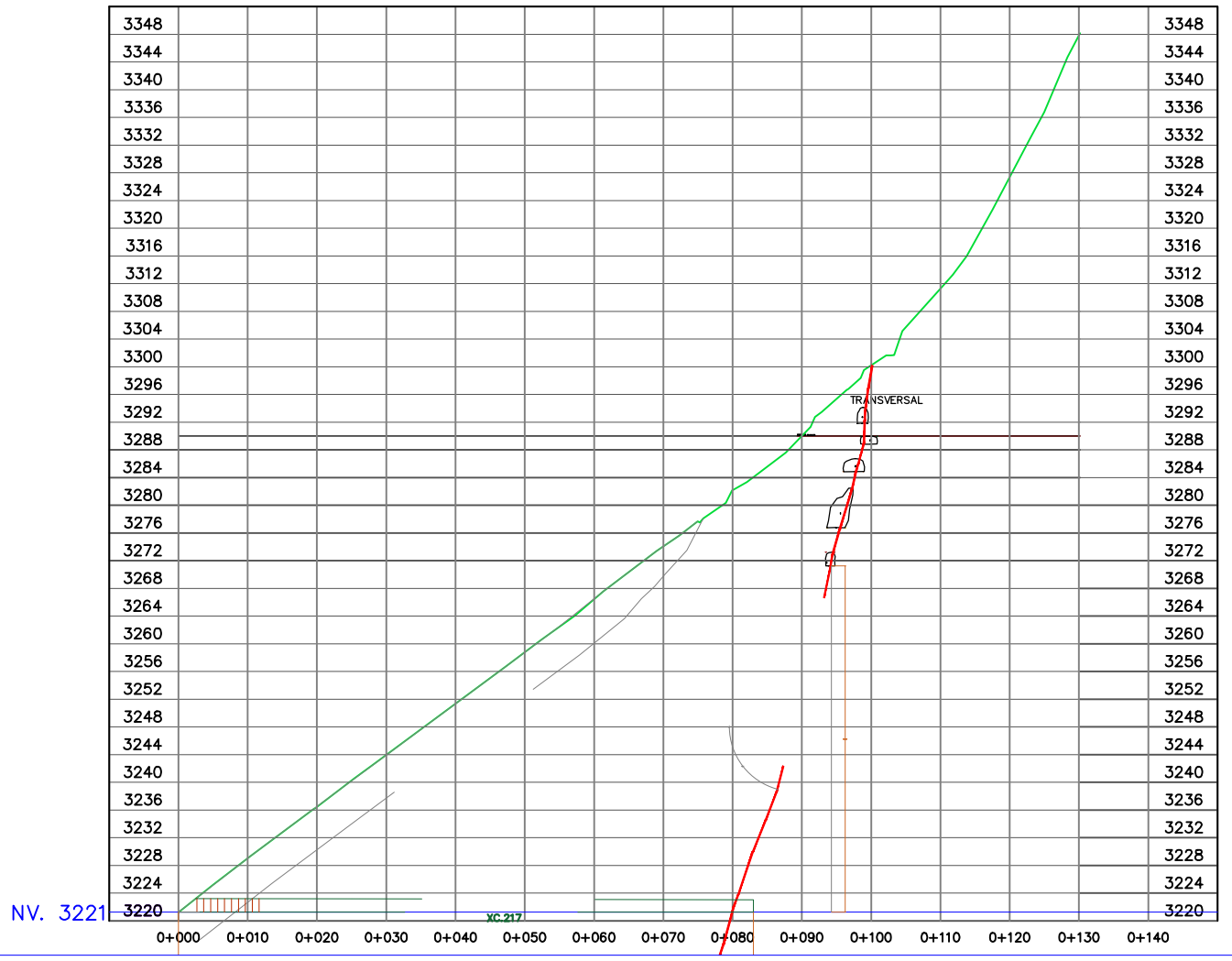


E: 1/50

MINA MIRIAM DEL PILAR

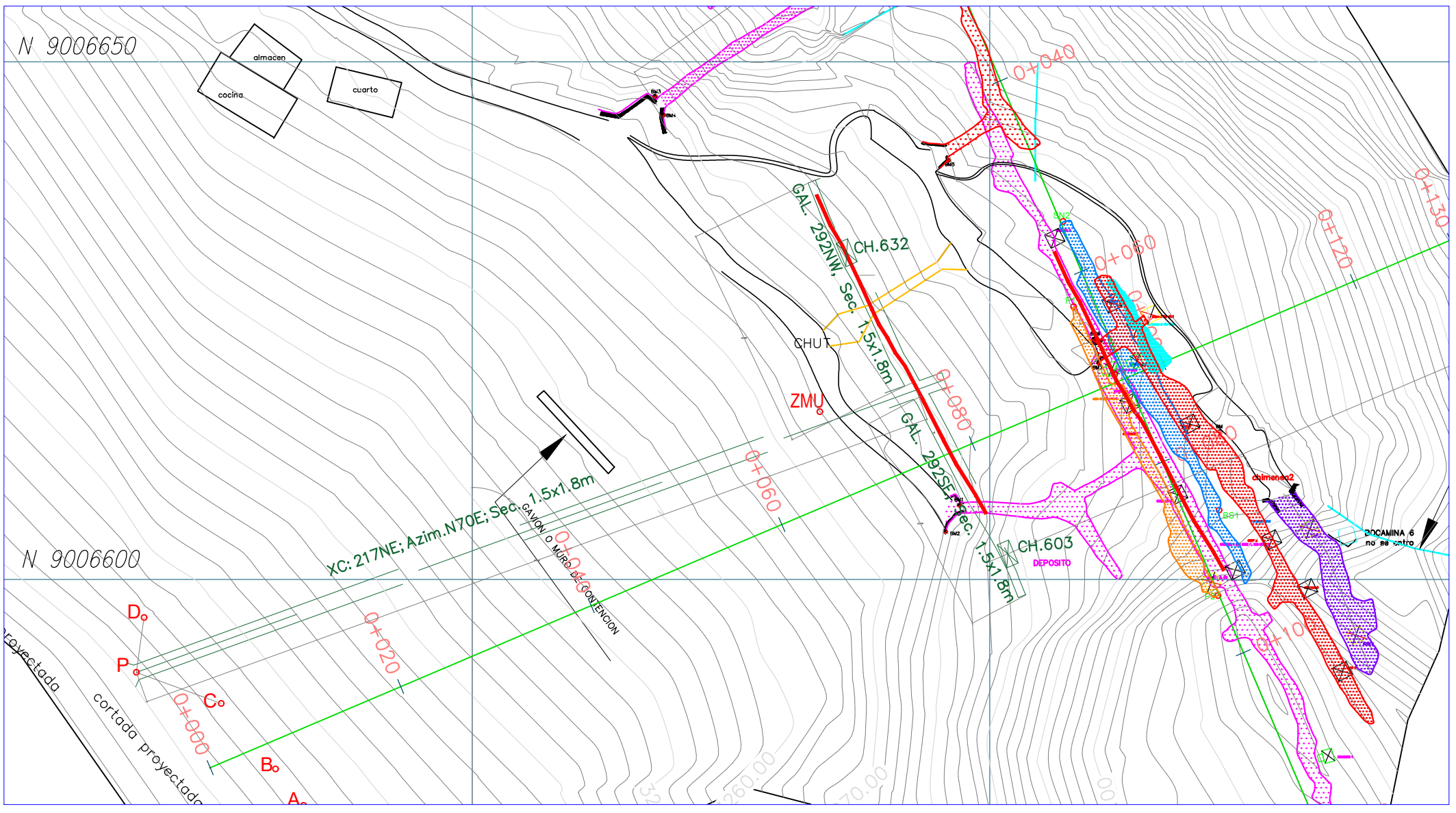
UBICACION: **DISTRITO:** CACERES DEL PERU **PROVINCIA:** SANTA **DPTO:** ANCASH	PROYECTO: **MINERO**
DATUM : WGS 84	ELABORADO POR: **CHINCHAY JACOME, Juan Carlos**
ESCALA: INDICA FECHA: OCTUBRE – 2018 AUTOCAD: J.C.CH.J.	PLANO: **PLANTA Y PERFIL LONGITUDINAL** LAMINA: **A-1**

CORTE TRANSVERSAL



E: 1/100

VISTA EN PLANTA



E: 1/50

MINA MIRIAM DEL PILAR

UBICACION:

DISTRITO: CACERES DEL PERU
PROVINCIA: SANTA
DPTO: ANCASH

DATUM : WGS 84

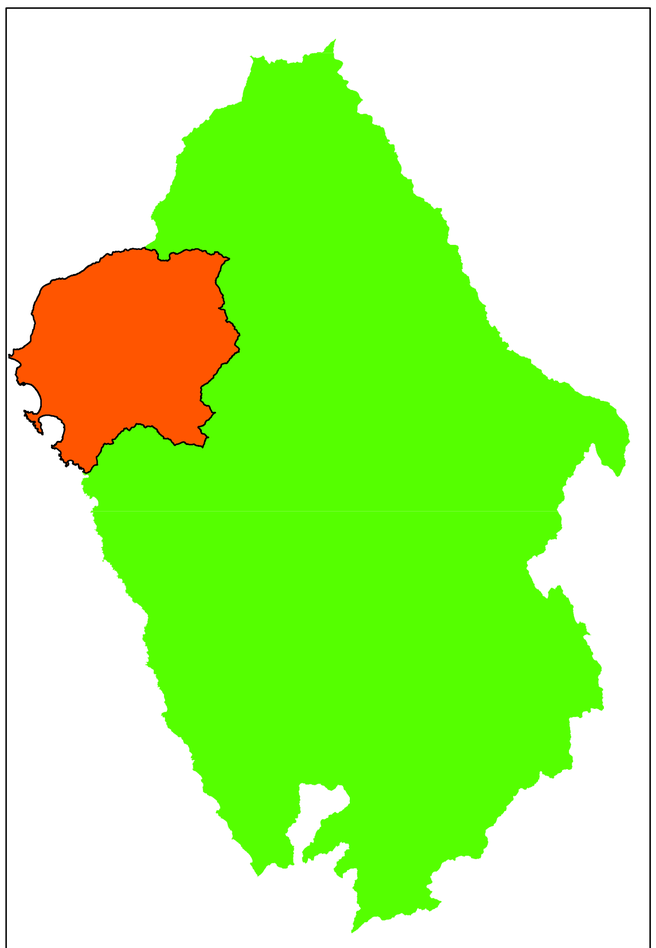
ESCALA:	FECHA:	AUTOCAD:
INDICA	OCTUBRE – 2018	J.C.CH.J.

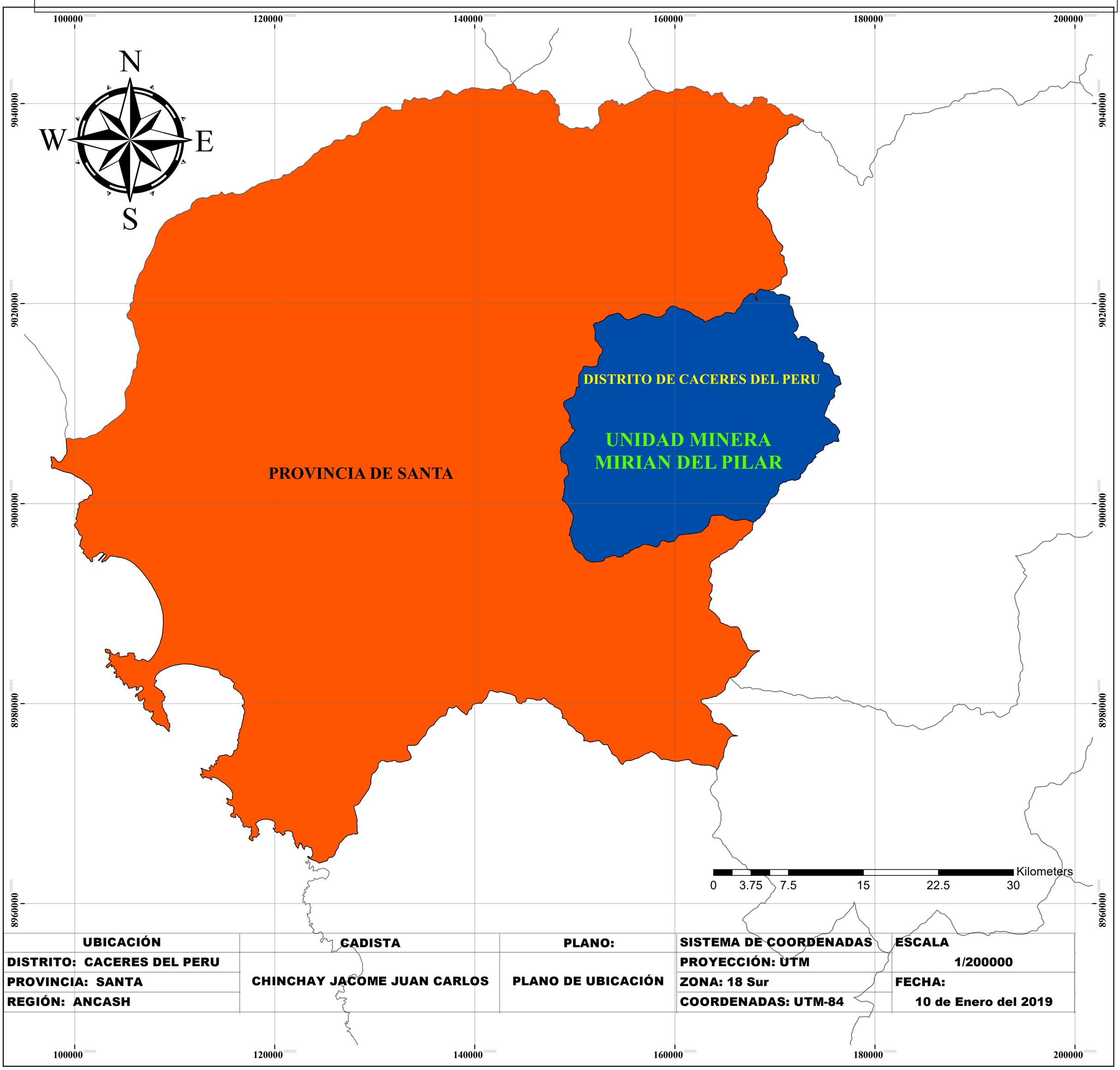
PROYECTO:
MINERO

ELABORADO POR:
CHINCHAY JACOME, Juan Carlos

PLANO:
PLANTA Y SECCION TRANSVERSAL

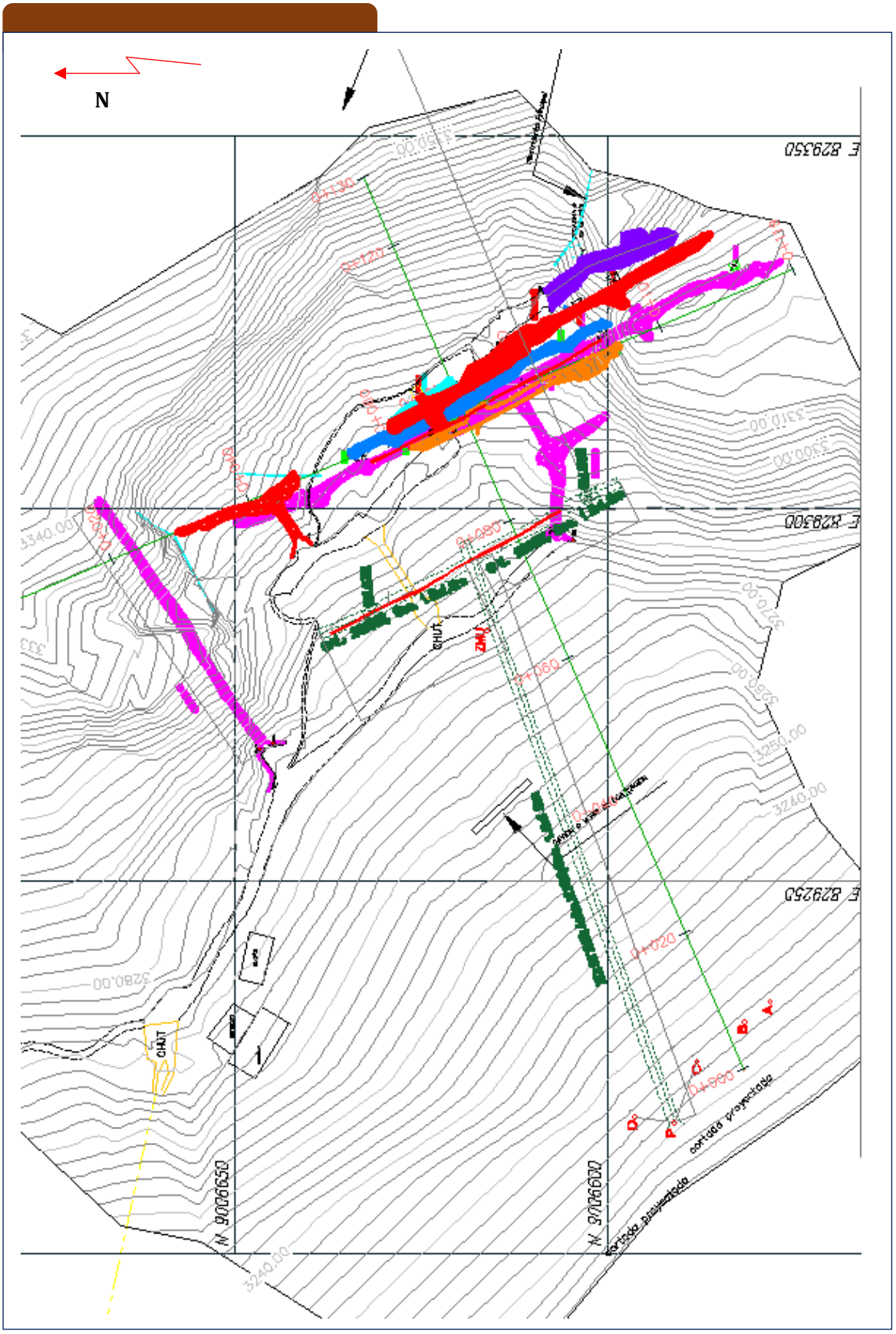
LAMINA:
A-2





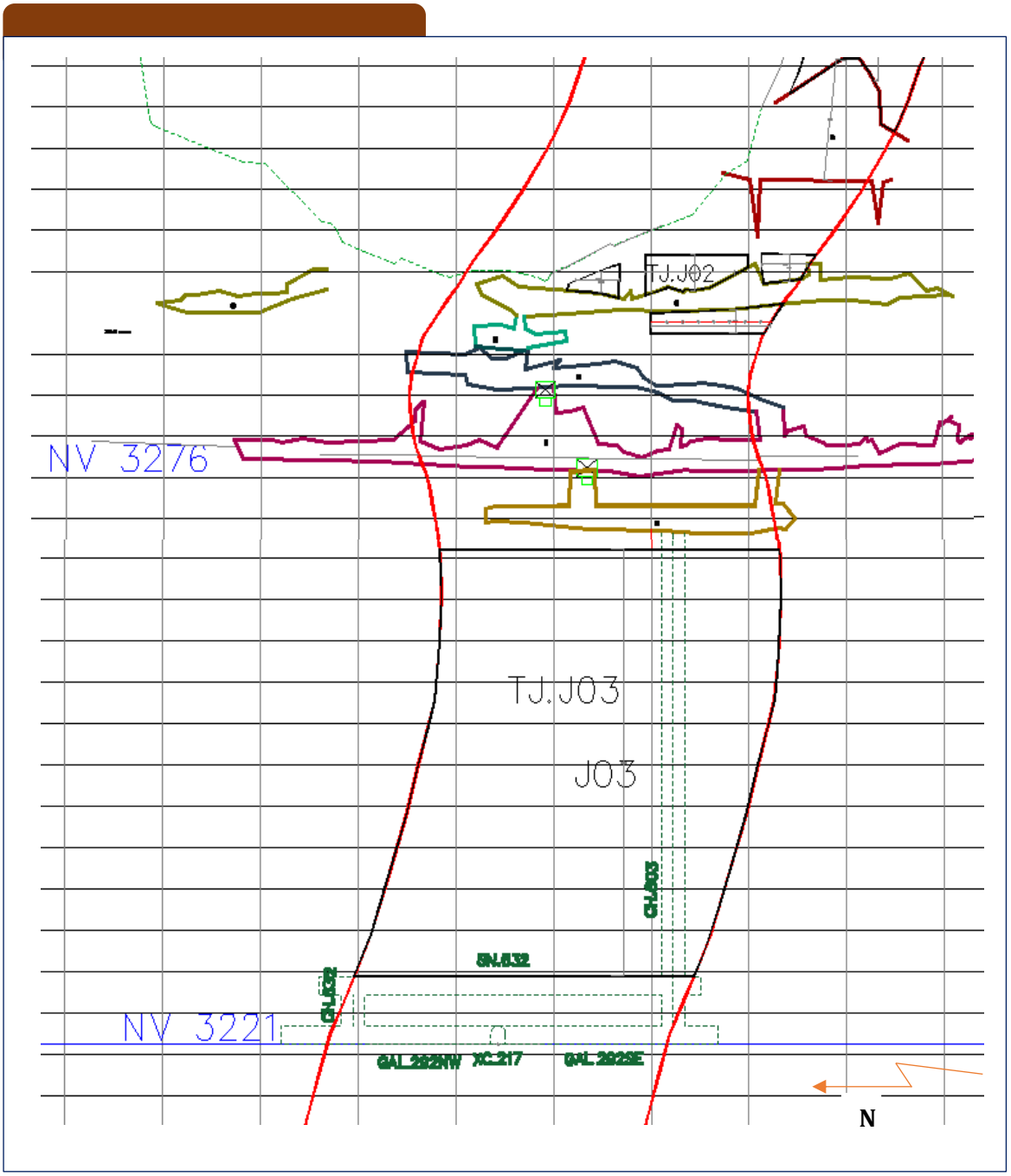
UBICACIÓN	CADISTA	PLANO:	SISTEMA DE COORDENADAS	ESCALA
DISTRITO: CACERES DEL PERU	CHINCHAY JACOME JUAN CARLOS	PLANO DE UBICACIÓN	PROYECCIÓN: UTM	1/200000
PROVINCIA: SANTA			ZONA: 18 Sur	FECHA:
REGIÓN: ANCASH			COORDENADAS: UTM-84	10 de Enero del 2019

Anexo 10: Vista en planta de la unidad minera Miriam del Pilar (Bosquejo).



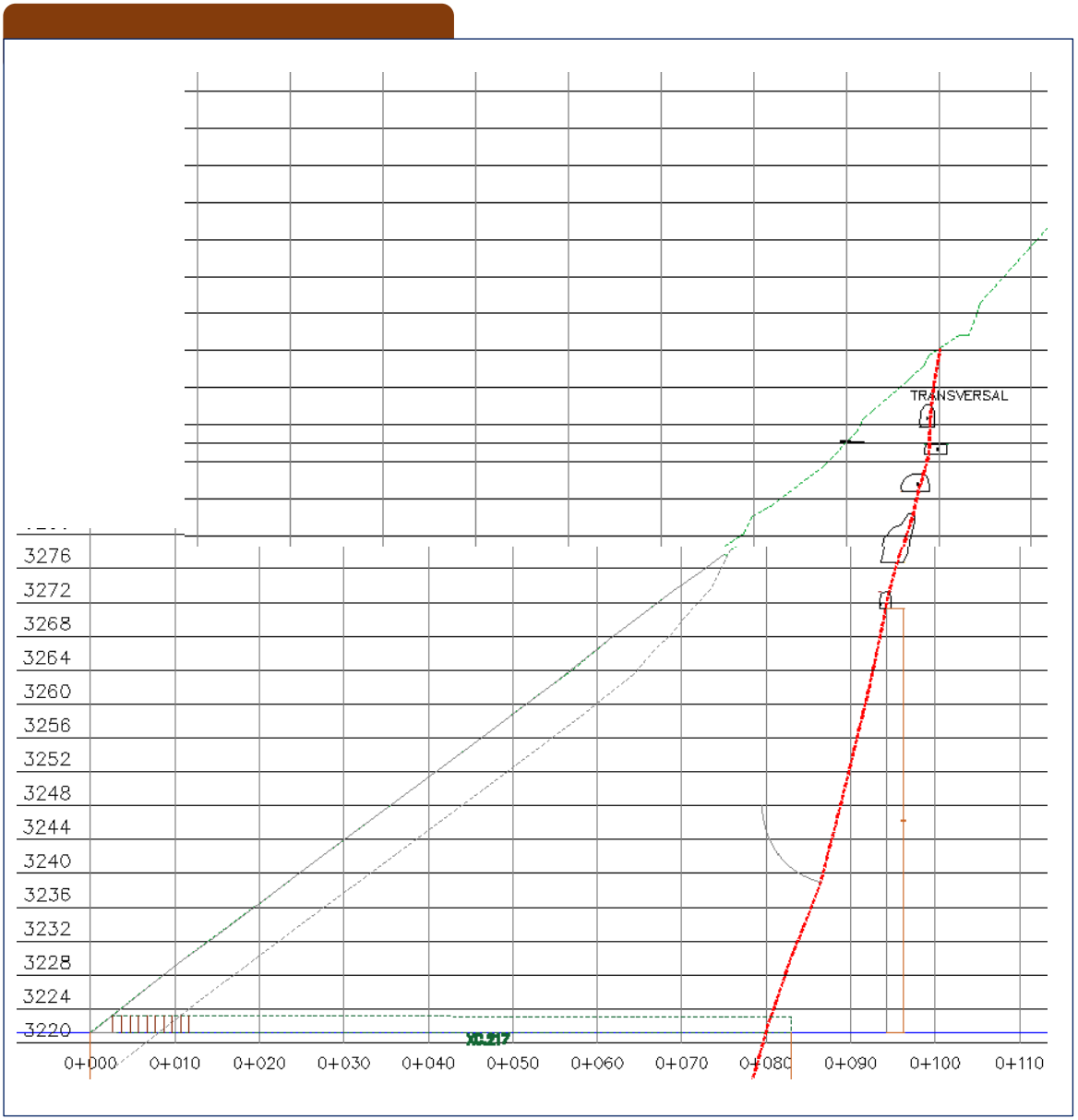
Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 11: Perfil longitudinal del plano de la unidad minera Miriam del Pilar (Bosquejo)



Fuente: *Propio (2018)*

Anexo 12: Vista transversal del plano de la unidad minera Miriam del Pilar (Bosquejo).



Fuente: *Propio (2018)*