

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**DISEÑO DE PERFORACIÓN VOLADURA DE PRECORTE
MEDIANTE LAS CARACTERÍSTICAS DE MACIZO ROCOSO
PARA EVITAR DESPRENDIMIENTO DE BOLONES DE LA
PARED EN BANCO DE PRODUCCIÓN EN U.M.**

TACAZA - CIEMSA

TESIS

PRESENTADA POR:

CHRISTIAN CESAR CONDORI BURGOS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

DISEÑO DE PERFORACIÓN VOLADURA DE PRECORTE MEDIANTE LAS CARACTERÍSTICAS DE MACIZO ROCOSO PARA EVITAR DESPRENDIMIENTO DE BOLONES DE LA PARED EN BANCO DE PRODUCCIÓN EN U.M. TACAZA - CIEMSA

TESIS PRESENTADA POR:

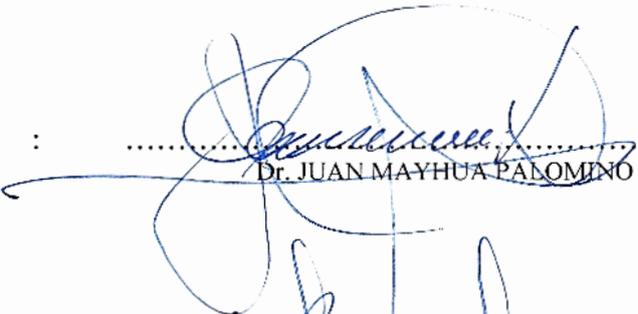
CHRISTIAN CESAR CONDORI BURGOS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADA POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:

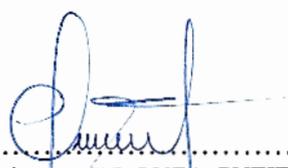
PRESIDENTE

: 
Dr. JUAN MAYHUA PALOMINO

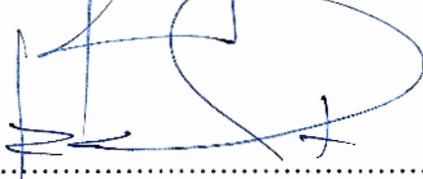
PRIMER MIEMBRO

: 
Ing/ ESTEBAN AQUINO ALANOCA

SEGUNDO MIEMBRO

: 
M.Sc. LUCIO QUEA GUTIERREZ

DIRECTOR / ASESOR

: 
Mg. FELIPE MAMANI OVIEDO

ÁREA : Ingeniería de Minas

TEMA : Mecánica de Rocas, Geomecánica y Geotecnia

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 26 DE DICIEMBRE DEL 2018

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN.....	18
ABSTRACT.....	19

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Descripción de la realidad problemática.	20
1.2. Formulación del problema.	21
1.2.1. Problema general.	21
1.2.2. Problemas específicos.	21
1.3. Objetivos de la investigación.	21
1.3.1. Objetivo general.	21
1.3.2. Objetivos específicos.	21
1.4. Justificación de la investigación.	21
1.4.1. Justificación teórica.	21
1.4.2. Justificación metodológica.	22
1.4.3. Justificación práctica.	22
1.4.4. Limitaciones del estudio.	23
1.4.5. Viabilidad del estudio.	23

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación.	24
2.2. Bases teóricas.	25
2.2.1. Métodos de perforación.	25
2.2.2. Parámetros fundamentales en voladura de rocas.	26
2.2.3. Parámetros de carga.	28
2.2.4. Perforación por rotación.	30
2.2.5. Perforación de pre corte - voladuras de contorno.	32
2.2.6. Variantes en función de la detonación.	33

2.2.7.	Aplicación de las voladuras de contorno.....	34
2.2.8.	Fracturación del macizo rocoso remanente.....	35
2.2.9.	Importantes sobre-excavaciones.....	35
2.2.10.	Taludes definitivos.....	35
2.2.11.	Ángulo de talud.....	35
2.2.12.	Efecto de voladuras de entorno (pre corte).....	36
2.2.13.	Modificaciones permanentes.....	36
2.2.14.	Voladura controlada.....	37
2.2.15.	Voladura de pre corte.....	40
2.2.16.	Principios de operación en pre corte.....	40
2.2.17.	La técnica de pre corte.....	42
2.2.18.	Fórmulas empíricas en pre corte.....	42
2.2.19.	Efectos de las condiciones geológicas locales.....	43
2.2.20.	Influencia de los estratos en el pre corte.....	43
2.2.21.	Finalidad de voladura de pre corte.....	44
2.3.	Teoría del pre corte.....	44
2.3.1.	Vibraciones en pre corte.....	44
2.3.2.	Efectos de una explosión en un pozo.....	44
2.3.3.	Formación del anillo triturado.....	45
2.3.4.	Formación de la zona de fractura.....	46
2.3.5.	Formación de la zona de fragmentación.....	46
2.3.6.	Explosión simultánea en dos taladros cercanos.....	46
2.3.7.	Propiedades de la roca.....	48
2.3.8.	Parámetros resistivos.....	48
2.3.9.	Control estructural.....	48
2.3.10.	Diámetros de perforación.....	49
2.3.11.	Espaciamiento entre taladros.....	49
2.3.12.	Factor de carga.....	50
2.3.13.	Secuencia de salida.....	51

2.3.14.	Efectos de la exactitud de la perforación.....	51
2.3.15.	Inclinación del pre corte.	51
2.3.16.	Potencia de percusión.	54
2.3.17.	Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca.....	55
2.3.18.	Influencia de las características de la roca.....	55
2.3.19.	Diseño de voladuras.....	57
2.3.20.	Parámetros de voladuras en banco.....	57
2.4.	Definiciones conceptuales.	58
2.4.1.	Explosivos.	58
2.4.2.	Propiedades de los explosivos.	58
2.4.3.	Tipos de explosivos industriales.....	59
2.4.4.	Tipos de explosivos industriales.....	59
2.4.5.	Cono óptimo.	59
2.4.6.	Diseño de pit final.....	60
2.4.7.	Ancho operativo óptimo.	60
2.4.8.	Ancho de rampa.....	60
2.4.9.	Altura de banco.....	60
2.4.10.	Berma.....	60
2.4.11.	Planes de minado.	61
2.4.12.	Métodos y equipos de perforación.....	61
2.4.13.	Métodos de perforación de rocas.....	61
2.4.14.	Clasificación de las perforaciones.	61
2.4.15.	Métodos rotopercutivos.	61
2.4.16.	Perforación rotopercutiva.	62
2.4.17.	Métodos rotativos.	62
2.4.18.	Perforación manual.....	62
2.4.19.	perforación mecanizada.....	63
2.4.20.	Equipos de perforación manual.....	63
2.4.21.	Herramientas de perforación.	63

2.4.22.	Plan de voladura.	63
2.4.23.	Estadística para el material a volar.	64
2.4.24.	Métodos de la voladura controlada comúnmente usados.	64
2.4.25.	Pre corte (pre-splitting, preshearing, pre-slotting or stress relieving).	64
2.4.26.	Objetivos voladura de pre corte.	65
2.4.27.	Ventajas voladura de pre corte.	66
2.4.28.	Desventajas voladura de pre corte.	66
2.5.	Aspectos generales de Unidad Minera Tacaza- CIEMSA.	67
2.5.1.	Ubicación y acceso:	67
2.5.2.	Accesos hacia la U.M. Tacaza.	67
2.5.3.	Unidad Minera Tacaza.	68
2.5.4.	Clima.	68
2.5.5.	Vegetación.	69
2.5.6.	Aspectos geológicos.	69
2.5.7.	Geología regional.	69
2.5.8.	Geología estructural.	70
2.5.9.	Geología local.	71
2.5.10.	Mineralogía.	71
2.5.11.	Geología del yacimiento.	72
2.5.12.	Alteración – mineralización.	73
2.6.	Operación mina open pit – Tacaza.	73
2.6.1.	Desarrollo y preparación.	73
2.6.2.	Métodos de explotación:	74
2.6.3.	Parámetros de minado:	75
2.6.4.	Costo operacional total.	75
2.6.5.	Perforación.	75
2.6.6.	Equipos de perforación.	76
2.6.7.	Factores que influyen en el rendimiento de perforación.	77
2.6.8.	Factores variables.	77

2.6.9.	Factores geométricos.	77
2.6.10.	Factores de perforabilidad.	77
2.6.11.	Factores de servicio y operación.	78
2.6.12.	Perforación con trackdrill.	78
2.6.13.	Características de la perforadora.	78
2.6.14.	Voladura.	79
2.6.15.	Elementos básicos en el diseño de bancos.	80
2.6.16.	Criterios de selección de explosivos.	80
2.6.17.	Precio del explosivo.	80
2.6.18.	Diámetro de carga.	80
2.6.19.	Características de la roca.	81
2.6.20.	Voladura tajo central U.M. Tacaza CIEMSA:	81
2.6.21.	Explosivos y accesorios.	82
2.6.22.	Accesorios y explosivos usados por la Mina Tacaza	82
2.6.23.	Explosivos.	83
2.6.24.	Emulnor y emulfan.	83
2.6.25.	Almacenaje.	83
2.6.26.	Carguío de explosivos.	84
2.6.27.	Carguío y transporte.	84
2.6.28.	Carguío de minerales.	84
2.6.29.	Ciclos de carguío de mineral.	85
2.7.	Formulación de hipótesis.	85
2.7.1.	Hipótesis general.	85
2.7.2.	Hipótesis específico.	85
2.7.3.	Hipótesis nula.	86
2.7.4.	Variable independiente.	86
2.7.5.	Variable dependiente.	86

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	Diseño de la investigación.....	87
3.2.	Tipo de la investigación.....	87
3.3.	Nivel de investigación.	88
3.4.	Fases de la investigación.	88
3.5.	Población y muestra.....	88
3.5.1.	Población.	88
3.5.2.	Muestra.	88
3.5.3.	Muestreo.	89
3.5.4.	Cálculo del tamaño de la muestra con población desconocida.....	90
3.6.	Operacionalización de variables.....	90
3.7.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	91
3.7.1.	Técnicas de análisis de datos.	91
3.7.2.	Técnicas para el procesamiento de la información.....	91
3.7.3.	Codificación.....	91
3.7.4.	Instrumentos.	91
3.8.	Aspectos éticos.	92
3.9.	Exposición de resultados de acuerdo a hipótesis específico.....	92
3.9.1.	Resultados de acuerdo a hipótesis específico 1.	92
3.9.2.	Evaluación de litología estructural en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza - CIEMSA.	92
3.9.3.	Mapeo geomecánico de RMR Bieniawski 1989 en zona de estudio de tajo central.	93
3.9.4.	Discontinuidades en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza – CIEMSA.....	93
3.9.5.	Influencia de discontinuidades en el comportamiento del macizo rocoso.	93
3.9.6.	Matriz rocosa en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza - CIEMSA.	94
3.9.7.	Rasgos estructurales en tajo central en la U.M. Tacaza - CIEMSA.	94

3.9.8.	Recolección De datos de campo en registro lineal.	94
3.9.9.	Comportamiento mecánico de roca intacta.....	112
3.9.10.	Ensayo uniaxial o de compresión simple de núcleos.....	112
3.9.11.	Procedimiento.....	112
3.9.12.	Factores que afectan a la medida de la compresión uniaxial de las rocas.	113
3.9.13.	Resultados de propiedades físicas y ensayo de compresión simple de núcleos.	113
3.9.14.	Clasificación geomecánica del macizo rocoso.	117
3.9.15.	Determinación de Índice RQD (Rock Quality Designation).....	118
3.9.16.	Determinación de RQD (Rock Quality Designation).....	118
3.9.17.	Dominio estructural de la masa rocosa.....	119
3.9.18.	Clasificación geomecánica de RMR de Bieniawski 1989.....	119
3.9.19.	Determinación de Q de Barton (1979).	121
3.9.20.	Resultados de acuerdo a hipótesis específico 2.	121
3.9.21.	Perforación.....	121
3.9.22.	Características de la perforadora.	122
3.9.23.	Precisión en perforación.	123
3.9.24.	Influencia de calidad de macizo rocoso en perforación y voladura en banco de producción.	123
3.9.25.	Voladura.	124
3.10.	Características geométricas en perforación y voladura de pre corte.	124
3.10.1.	Perforación de pre corte en banco de producción de tajo central.	124
3.10.2.	Voladura de pre corte (Presplitting).	125
3.10.3.	Elementos básicos para diseño de bancos.	125
2.7.6.	Criterios de selección de explosivos.....	126
3.10.4.	Finalidad de Voladura de pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en U. M. Tacaza – CIEMSA.....	127
3.10.5.	Resultado de la voladura antes de aplicación de pre corte banco de producción 4330S - 4325S tajo central.....	128
3.10.6.	Bolones de rocas colgadas en la pared del banco 4330S - 4325S tajo central.	128

3.10.7. Descostramiento de bloques colgados.....	128
3.10.8. Estructura de macizo rocoso colgado.	129
3.10.9. Voladuras de pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza – CIEMSA.....	130
3.10.10. Aplicación de voladura controlada en superficie (banco de producción y pre corte).....	131
3.10.11. Diseño Geomecánico de voladura controlada de pre corte.	131
3.10.12. Parámetros geomecánicos de roca intacta y macizo rocoso.	131
3.10.13. Datos para cálculo de distancia entre taladros de pre corte.....	134
3.10.14. Burden y Espaciamiento para roca de calidad buena RMR 65 en banco de producción 4330S - 4325S tajo central.....	138
3.10.15. Cálculo de desacoplamiento de la carga explosiva.....	139
3.10.16. Presión del explosivo dentro del taladro.....	139
3.10.17. Cálculo de espaciamiento de taladros de pre corte.	139
3.10.18. Secuencia de salida de voladura de pre corte y producción.	142
3.10.19. Cálculo de carga explosiva a utilizarse en andesita porfirítica de RMR 65 ...	145
3.10.20. Características técnicas de ANFO.	147
ESPECIFICACIONES.....	148
EXAMON V	148
EXAMON P.....	148
3.10.21. Recomendaciones de EXSA S.A. en macizo rocoso de buena calidad para una producción de 1200 TMD.....	149
3.10.22. Explosivo y Accesorios a utilizar en macizo rocoso de RMR 65.	149
3.10.23. Carga explosiva por taladros en macizo rocoso de RMR 65 propuesta de EXSA para bancos de producción en Tacaza.	149
3.10.24. Estadística de Carga explosiva en kilogramo para taladro de 5.00 m con taco de 1.00 m.....	150
3.10.25. Resultados con voladura de pre corte en macizo rocoso de RMR 65.	153

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. Resultados de acuerdo a hipótesis.	154
4.1.1. Descripción de resultados de acuerdo a Hipótesis 1.....	154

4.1.2.	Dominio estructural en diagrama beta con software Dips 5.0.....	154
4.1.3.	Calidad del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central.	155
4.2.	Descripción de resultados de acuerdo a Hipótesis 2.....	155
4.2.1.	Resultados características geométricas del macizo rocoso para pre corte en banco de producción 4330S - 4325S.	156
4.2.2.	Carga explosiva (C.E.) en kg por taladro.	156
	CONCLUSIONES	158
	RECOMENDACIONES.....	159
	BIBLIOGRAFÍA	160
	LINKOGRAFÍA	162
	MATRIZ DE CONSITENCIA.	163
	ANEXOS	164
	Anexo A. Superfam DOS-FAMESA.....	164
	Anexo B. Superfam L y Superfam P.	165
	Anexo C. Superfam DOS AE	166

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1: Parámetros de la roca.....	26
Figura 2: Parámetros de carga.....	28
Figura 3: Métodos de carguío Heavy Anfo.....	29
Figura 4: Perforación por rotación.	30
Figura 5: Mecanismo de rotación en columna de barras.....	32
Figura 6: Resultado de voladura controlada de contorno.	34
Figura 7: Diseño de carga utilizados en voladura de pre corte.	35
Figura 8: Afecciones de las voladuras al macizo rocoso remanente.....	36
Figura 9: Zona de excavación y su entorno.	37
Figura 10: Ubicación de taladros de pre corte en banco de producción.	38
Figura 11: Perfil de ubicación de taladros en banco de producción.	39
Figura 12: Densidad de carga.....	51
Figura 13: Fila de pre corte en perforación de producción.	52
Figura 14: Diseño de carga utilizados en voladura de pre corte.	52
Figura 15: Diseño de carga utilizados en voladura de producción.	53
Figura 16: Potencia de percusión.	54
Figura 17: Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura.	56
Figura 18: Parametros de voladura de Banco	58
Figura 19: Infraestructura general de U.M. Tacaza-CIEMSA.....	67
Figura 20: Periodos de Cenozoico Tacaza	70
Figura 21: Infraestructura de recuperación metalúrgica de U. M. Tacaza-CIEMSA.	74
Figura 22: Principios de perforación mecánica de rocas.	76
Figura 23: Tipos de malla de perforación.	77
Figura 24: Histograma de buzamiento set 1.....	96
Figura 25: Histograma de dirección de buzamiento set 1.	97
Figura 26: Histograma de espacio set 1.	97
Figura 27: Figura 3.4. Histograma de persistencia set 1.	97
Figura 28: Histograma de apertura set 1.	97
Figura 29: Histograma de rugosidad set 1.....	98
Figura 30: Histograma de relleno espesor set 1.	98
Figura 31: Histograma de meteorización set 1.....	98
Figura 32: Histograma de agua subterránea set 1.	98

Figura 33:	Histograma de buzamiento set 2.....	99
Figura 34:	Histograma de dirección de buzamiento set 2.	100
Figura 35:	Histograma de espacio set 2.	100
Figura 36:	Histograma de persistencia set 2.	100
Figura 37:	Histograma de apertura set 2.	100
Figura 38:	Histograma de rugosidad set 2.....	101
Figura 39:	Histograma de relleno espesor set 2.	101
Figura 40:	Histograma de meteorización set 2.....	101
Figura 41:	Histograma de agua subterránea set 2.	101
Figura 42:	Histograma de buzamiento set 3.....	102
Figura 43:	Histograma de dirección de buzamiento set 3.	103
Figura 44:	Histograma de espacio set 3.	103
Figura 45:	Histograma de persistencia set 3.	103
Figura 46:	Histograma de apertura set 3.	103
Figura 47:	Histograma de rugosidad set 3.....	104
Figura 48:	Histograma de relleno espesor set 3.	104
Figura 49:	Histograma de meteorización set 3.....	104
Figura 50:	Histograma de agua subterránea set 3.	104
Figura 51:	Histograma de buzamiento set 4.....	106
Figura 52:	Histograma de dirección de buzamiento set 4.	106
Figura 53:	Histograma de espacio set 4.	106
Figura 54:	Histograma de persistencia set 4.	106
Figura 55:	Histograma de apertura set 4.	107
Figura 56:	Histograma de rugosidad set 4.....	107
Figura 57:	Histograma de relleno espesor set 4.	107
Figura 58:	Histograma de meteorización set 4.....	107
Figura 59:	Histograma de agua subterránea set 4.	108
Figura 60:	Concentración de polos de 4 sets de discontinuidades.	108
Figura 61:	Densidad de polos de 4 sets.....	109
Figura 62:	Porcentaje de concentración de 4 sets.	109
Figura 63:	Diagrama de planos de 4 sets.	110
Figura 64:	Orientación y buzamiento de 4 familias.	110
Figura 65:	Diagrama beta de 4 sets.	111
Figura 66:	Diagrama de rosseto de 4 sets.....	111

Figura 67:	Informe 033-2018-FIM-UNA-PUNO.	114
Figura 68:	Ensayo de propiedades físicas.	115
Figura 69:	Ensayo de compresión simple- Norma ASTM 2938 - 95.	116
Figura 70:	Resultado de compresión simple antes y después de aplicación de esfuerzos.	117
Figura 71:	Perforadora track drill.....	123
Figura 72:	Perforación de pre corte en tajo central.	124
Figura 73:	Bloques colgados en tajo central en banco de producción 4330S - 4325S	128
Figura 74:	Descostramiento en carguío en banco de producción 4330S - 4325S.....	129
Figura 75:	Descostramiento por meteorización en banco de producción 4330S – 4325S	129
Figura 76:	Estructura de macizo rocoso colgado en banco de producción 4330S – 4325S	130
Figura 77:	Estructura de macizo rocoso colgado en banco de producción 4330S - 4325S.....	131
Figura 78:	Panel principal de software Rockdata 3.0.	132
Figura 79:	Comportamiento de esfuerzo principal menor y esfuerzo principal mayor	133
Figura 80:	Comportamiento de esfuerzo normal y esfuerzo de cizalla.....	134
Figura 81:	Criterio de rotura lineal y no lineal en Rockdata 3.0.....	134
Figura 82:	Características geométricas fundamentales de un banco.....	135
Figura 83:	Histograma de longitud de taladro.....	136
Figura 84:	Diseño de taladro con carga explosiva con examen v de 5.00 m de longitud.....	136
Figura 85:	Diseño de taladro con carga explosiva con emulex 80 de 5.00 m de longitud.....	138
Figura 86:	Diseño de malla de perforación de pre corte y producción para Exanel.	143
Figura 87:	Diseño de malla de perforación para Handidet.	143
Figura 88:	Diseño de taladro cargado para pre corte.	144
Figura 89:	Diseño de talud.	144
Figura 90:	Caso de secuencia de salida de pre corte.....	144
Figura 91:	Preparación de malla de perforación COEMPSA - CIEMSA Tacaza....	145
Figura 92:	Malla de perforación COEMPSA - CIEMSA Tacaza	145

Figura 93:	Examón P Y Examón V.	146
Figura 94:	Slurrex ap 80.....	147
Figura 95:	Carga explosiva en taladro de 5.00 con taco de 1.00 m.	151
Figura 96:	Tendencia de carga explosiva en taladro de 5.00 con taco de 1.00 m.....	152
Figura 97:	Carga explosiva acumulada en 13 taladros de 5.00 m con taco de 1.00 m.	152
Figura 98:	Talud sin bloques colgados.	153
Figura 99:	Talud sin descostramiento.	153
Figura 100:	Registro de familias en banco de producción 4330S - 4325S tajo central.	154
Figura 101:	Superfam dos – FAMESA.....	164
Figura 102:	Super am - L y superfam – P.....	165
Figura 103:	Superfam dos AE.....	166

ÍNDICES DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1: Valores de resistencia compresiva uniaxial (RCU).	56
Tabla 2: Vía de acceso de Juliaca a la Mina Tacaza.	67
Tabla 3: Cuadro de operacionalización de variables.....	90
Tabla 4: Registro lineal sintetizado de set 1 en la U.M. Tacaza – CIEMSA.	96
Tabla 5: Registro lineal sintetizado de set 2.....	99
Tabla 6: Registro lineal sintetizado de set 3.....	102
Tabla 7: Registro lineal sintetizado de set 4.....	105
Tabla 8: Valuación de calidad de roca según RQD (Deere et al., 1970)	118
Tabla 9: Ábaco de valoración general de discontinuidades, Bieniawski 1989.	119
Tabla 10: Dominio estructural de la masa rocosa en progresiva 0.00 -13.00 m.	119
Tabla 11: Abaco de clasificación geomecánica de RMR Bieniawski 1989.....	120
Tabla 12: Rock Mass Rating (RMR) progresiva 00.00 m -13.00 m.....	121
Tabla 13: Ingreso de datos y resultados en Rockdata 3.0	133
Tabla 14: Características geomecánicas y geométricas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza - CIEMSA.....	135
Tabla 15: Estadística de longitud de taladro.	136
Tabla 16: Reporte de voladura de U. M. Tacaza – CIEMSA.	137
Tabla 17: Malla para examen P y slurrex AP para voladura de producción.....	138
Tabla 18: Especificaciones técnicas de Examon P.	147
Tabla 19: Características de Examon V y Examon P.	148
Tabla 20: Características de Carga explosiva (C.E.).....	150
Tabla 21: Carga explosiva en 13 taladros en banco de producción 4330S - 4325S. .	151
Tabla 22: Rock Mass Rating (RMR) de banco de producción 4330S - 4325S tajo central.....	155
Tabla 23: Abaco de calidad de rocas según el valor del RMR de Bieniawski 1989..	155
Tabla 24: Resultados de prueba con carga explosiva con examen P en 13 taladros en banco de producción 4330S - 4325S. RMR 65.....	157
Tabla 25: Características técnicas FAMESA-SUPRFAM DOS.....	164
Tabla 26: Características técnicas FAMESA-Suprfam- L y superfam - P.....	165
Tabla 27: Características técnicas de superfam dos AE.....	166

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RMR	: <i>Rock Mass Rating</i> de <i>Bieniawski</i>
RCU	: Resistencia a la compresión simple
U.M.	: Unidad Minera
MPa	: Mega Pascales
RQD	: <i>Rock Quality Designation</i>
F.S.	: Factor de Seguridad
RCU	: Resistencia a la compresión simple
Q.	: Índice tunelero de <i>Barton</i>
m	: Metros
B	: Burden
tal	: Taladro

RESUMEN

Unidad Minera Tacaza se ubica en la comunidad de Choroma, distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, departamento de Puno, las operaciones mineras se realizan a tajo abierto, en bancos de producción como resultado de perforación y la voladura se observa la presencia de bolones colgados en la pared de talud del banco, el desprendimiento de rocas arrastran cantidad considerable de roca fragmentada que dificultan las operaciones mineras con un costo adicional, el objetivo es diseñar la perforación y voladura de pre corte mediante la determinación de las características geomecánicas del macizo rocoso, considerando, las características geomecánicas del macizo rocoso nos permitirá diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de rocas de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

Los resultados de las características geomecánicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA indican que tiene una RCU de 66.41 MPa, RQD 86% es una roca ígnea de tipo andesita porfítica de calidad buena con RMR básico de 65, el diseño de la perforación y voladura de pre corte de acuerdo a los resultados obtenidos para una roca de tipo andesita porfítica de calidad buena RMR 65, se tiene, el área del taladro es de 9.62 pulg², longitud de carga explosiva de 4.00 m, ANFO de densidad 0.80 (gr/cm³), taco de 1.00 m, altura del banco de 5.00 m, sobre perforación (sub – *drilling*) es 0.5 m (esporádico), la carga explosiva es 31 kg por taladro calculado según propuestas en 13 taladros el consumo de explosivo es de 403 kg, los resultados de prueba con carga explosiva con examen P en 13 taladros en banco de producción 4330S - 4325S. RMR 65. Es de 405.1 kg/tal, con un promedio por taladro de 31.16 kg/tal. Existe una diferencia de 2.01 kilogramos de ANFO, los resultados de voladura de pre corte han sido satisfactorios.

Palabras clave: Geomecánica, tajo abierto, pre corte, perforación y voladura.

ABSTRACT

Mining unit Tacaza is located in the community of Choroma, district of Santa Lucia, province of Lampa, department of Puno, mining operations are carried out open pit, in production banks as a result of drilling and blasting is observed the presence of bolones hanging on the slope wall of the bank, the detachment of rocks drag considerable amount of fragmented rock that makes mining operations difficult with an additional cost, the objective is to design the perforation and pre-cut blasting by determining the geomechanical characteristics of the rock mass, considering, the geomechanical characteristics of the rock mass will allow us to design the perforation and pre-cut blasting to avoid the detachment of rock boulders from the production bank wall 4330S - 4325S central pit in the Tacaza Mine Unit - CIEMSA.

The results of the geomechanical characteristics of the rock mass in production bank 4330S - 4325S central pit in Mine Unit Tacaza - CIEMSA indicate that it has a RCU of 66.41 MPa, RQD 86% is an igneous rock of porphytic type of good quality with basic RMR of 65, the design of the perforation and blasting of pre-cut according to the results obtained for an andesite-type rock of good quality RMR 65, one has, the area of the drill is 9.62 inches², explosive charge length of 4.00 m, ANFO of density 0.80 (gr / cm³), block of 1.00 m, bench height of 5.00 m, on drilling (sub - drilling) is 0.5 m (sporadic), the explosive load is 31 kg per drill calculated according to proposals in 13 drills the consumption of explosive is 403 kg, the results of test with explosive charge with examination P in 13 drills in production bank 4330S - 4325S. RMR 65. It is 405.1 kg / tal, with an average per drill of 31.16 kg / tal. There is a difference of 2.01 kilograms of ANFO, the results of pre-cut blasting have been satisfactory

Keywords. Geomechanics, open pit, pre-cut, drilling and blasting.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Descripción de la realidad problemática

Las operaciones mineras en la Unidad Minera Tacaza se realizan por método a tajo abierto, la extracción de mineral es en bancos de producción como resultado de la perforación y la voladura se observa la presencia considerable de bolones colgados en la pared de talud del banco que necesariamente requieren descolgar y consecuentemente la reducción del tamaño para realizar el carguío respectivo, el desprendimiento de bolones o bloques de rocas colgadas de la pared del talud del banco se desprenden por descostramiento y arrastran consigo una cantidad considerable de roca fragmentada que dificultan las operaciones mineras y pueden ocasionar daños al personal y a equipos, cuando se acumulan en el pie del banco y en el piso del banco dificultan la circulación de equipos de carguío y transporte de minerales, que necesariamente requieren de una limpieza con un costo adicional en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U.M. Tacaza CIEMSA.

Para evitar la presencia de bloques de rocas colgadas o bolones en la pared del banco se considera importante determinar las características geomecánicas del macizo rocoso mediante las clasificaciones geomecánicas o determinación de la calidad del macizo rocoso por método empírico y aplicación de voladura de precorte o voladura de contorno, Las voladuras de contorno tienen unas aplicaciones específicas para estos casos de rocas colgadas en la pared del banco, y se han desarrollado debido a los defectos básicos que puede presentar una voladura convencional con respecto a su acción sobre el macizo rocoso remanente.

Con el diseño de la perforación y voladura de precorte mediante las características geomecánicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA, se logrará taludes definitivos esto significa no dañar la roca residual, es decir una inclinación adecuada de taludes y bermas sin bloques colgadas, sin presencia de bolones, la roca del entorno fracturada, los bloques de rocas colgadas exige labores complementarias, que pueden reducirse o eliminarse, el perfil obtenido debe ser un perfil definitivo, se evitara tratamientos posteriores y costos adicionales.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿De qué manera se puede diseñar la perforación y voladura de precorte mediante las características geomecánicas del macizo rocoso para evitar el desprendimiento de bolones de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA?

1.2.2. Problemas específicos.

¿De qué manera se puede determinar las características geomecánicas del macizo rocoso en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.?

¿De qué manera se puede diseñar la perforación y voladura de precorte para evitar el desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Diseñar la perforación y voladura de precorte mediante la determinación de las características geomecánicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar las características geomecánicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”
- Diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”

1.4. Justificación de la investigación.

1.4.1. Justificación teórica.

El presente trabajo de investigación se realizará en la Unidad Minera Tacaza - CIEMSA en tajo abierto en donde debido a los resultados de perforación y voladura se observó bloques de roca colgados o bolones colgados para minimizar la presencia

de bloques de rocas se considera necesario tomar en cuenta las experiencias y las teorías del conocimiento que se han aplicado en la actualidad en diferentes minas a tajo abierto, estas sugerencias como la aplicación de caracterización del macizo en la perforación y voladura por Lilly y el modelo matemático de Kuz-Ram, nos permitirán viabilizar mejor y lograr los resultados adecuados en las operaciones unitarias de perforación y voladura en método de explotación superficial.

1.4.2. Justificación metodológica.

La metodología de investigación científica con el conocimiento de la teoría del conocimiento es la orientación fundamental del pensamiento que creativamente concatena una serie de operaciones o actividades racionales las que consideramos necesario o convincente seguir para solucionar un problema inherentes en un método de explotación superficial en donde las operaciones unitarias de perforación y voladura desempeñan un papel importante en la solución de algunos resultados adversos como es el caso de la presencia de bolones colgados, las estrategias a tomarse en cuenta nos permitirán lograr resultados satisfactorios y se consideran importantes, para consolidar el conocimiento científico.

1.4.3. Justificación práctica.

En el desarrollo de las operaciones unitarias de perforación y voladura en banco de producción se requiere los resultados de voladura con tamaños adecuados sin la presencia de bolones colgados, cuya ocurrencia hace necesaria realizar trabajos adicionales de perfilamiento y limpieza de la zona de operaciones en bancos de producción bajo condiciones severas y adversas de posibles descostramientos, el problema de desprendimiento de rocas de las paredes de talud son las razones que señalan realizar un trabajo de investigación con voladura controlada o voladura de precorte, la investigación propuesta ayudará en la solución de problemas en la toma de decisiones correctas de plantear un sistema eficiente de perforación y voladura en la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

Estos resultados de la aplicación de perforación y voladura de precorte servirán como aporte en la teoría del conocimiento para los estudiantes y profesionales especializados en el área de perforación y voladura de rocas que pueden ser aplicados en otro yacimiento similar en minería superficial.

1.4.4. Limitaciones del estudio.

En el presente trabajo de investigación se requiere personal de apoyo con conocimiento de en geomecánica especialmente en la determinación de la calidad del macizo rocoso, en la zona existen pocos con este requisito por lo que se considera una limitación, sin embargo esto se logrará capacitando al personal de apoyo en el área de geología estructural para obtener la información de las discontinuidades de la masa rocosa.

1.4.5. Viabilidad del estudio.

Es viable el presente trabajo de investigación con el planteamiento de esta técnica de diseño de perforación y voladura de rocas se evitaran el descostramiento de bolones colgados en la pared del banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la Unidad Minera Tacaza –CIEMSA.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación

Antecedente de investigación se refiere al estado de conocimiento del problema de investigación, se consideran los estudios previos realizados acerca del problema de voladura controlada para evitar bolones en talud del banco de producción para tomar en cuenta en el trabajo de investigación. Palomino Q.P.(2005),

Según Rivera M.(2014), Tesis “Diseño de voladura de pre corte para talud final zona este unidad minera Tucari-Aruntani SAC.” de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas , menciona en su resumen: En las operaciones mineras que se realizan en tajo Tucari, el problema es el desprendimiento de rocas remanentes por descostramiento por las discontinuidades existentes en el macizo rocoso de las paredes de talud final, requiere de trabajos adicionales de perfilado y limpieza permanentes que repercuten en el costo de la producción, (...), el objetivo es establecer un diseño adecuado de voladura de pre - corte con aplicación de carga explosiva mediante la determinación de la calidad de macizo rocoso para minimizar el desprendimiento de rocas por descostramiento y reducir la acumulación de remanentes de rocas en la pared de talud final del pit en bancos de producción de Unidad Minera Tucari - Aruntani SAC. Esta técnica de voladura de pre-corte requiere previamente la caracterización del macizo rocoso en función a los parámetros establecidos de propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso y la aplicación de la carga explosiva mediante el RMR de Bieniawski 1989,

Del Solar T. (2014), en su trabajo de investigación afirma el estudio se origina en el marco de los requerimientos de la División Andina de evaluar mejores alternativas de producción; específicamente, en este caso, enfocados en el control de los taludes y cumplimiento de las líneas de diseño o límites finales de su mina a tajo abierto. El estudio apunta a obtener un mejor comportamiento de los taludes finales proyectados para el rajo, variando tanto los parámetros de diseño de las tronaduras de precorte y línea buffer, como asimismo las propiedades del explosivo. Se realizaron tres pruebas en la mina, en suma, el análisis de los resultados de las pruebas realizadas permite concluir que los cambios introducidos fueron positivos. En los tres casos se observó una mejora con respecto a la

situación concerniente a las prácticas preexistentes, en el sentido que con los nuevos parámetros de diseño es posible obtener taludes más estables. Dado los buenos resultados de estas primeras pruebas ya se están aplicando estos cambios en la faena.

Según Bernaola, Castilla y Herrera H. J. (2012), perforación y voladura de rocas, Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas Laboratorio de Tecnologías Mineras de la Universidad Politécnica de Madrid La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras. La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas.

Farje .(2006), Perforación y voladura en minería a cielo abierto de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos Facultad de Ingeniería geológica, minera, metalúrgica y geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería de minas en su resumen afirma: Las características del macizo rocoso son de suma importancia para la toma de decisiones en el diseño de perforación y voladura de rocas, además es necesario tomar en cuenta y mostrar de manera iterativa el cálculo de la malla de perforación de una práctica basados en la caracterización del macizo por Lilly y el modelo matemático de *Kuz-Ram*, considerando estas propuestas se ha estimado como un factor fundamental la caracterización del macizo rocoso que conduce a una caracterización de la mina para el propósito de voladura, en donde también se de mucha importancia, el módulo de *Young* y Ratio de *poisson*.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Métodos de perforación

Según López (2012) “Manual de Perforación y Voladura”). La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores, considera

que los sistemas de penetración de la roca que han sido desarrollados y clasificados por orden de aplicación son:

- Mecánicos.
- Térmicos. Soplete o lanza térmica
- Hidráulicos. Chorro de agua
- Sónicos
- Químicos
- Eléctricos
- Sísmicos
- Nucleares

2.2.2. Parámetros fundamentales en voladura de rocas

Según López (2012). En una voladura se aprovecha la disponibilidad instantánea de alta energía de los explosivos como una herramienta para producir la rotura de rocas en forma eficaz y económica. La planificación cuidadosa de una tronadura requiere considerar todos los aspectos que puedan influir en sus resultados, que se resumen en cuatro "condiciones": de la roca, del explosivo, de la carga y de seguridad. Cada una comprende a una serie de factores o "parámetros" relacionados entre sí, y que de uno u otro modo influyen en el resultado final del disparo, ver Figura 2.1. Entre estos parámetros mencionaremos a los siguientes:



Figura 1: Parámetros de la roca

Fuente. Manual de Perforación y Voladura- López (2012).

Densidad. Indica aproximadamente su dificultad de tronar y si va a ser necesario o no emplear explosivos de alta presión de detonación para romperla. También es fundamental para calcular el tonelaje a mover.

Dureza. Indica el grado de dificultad para su perforación, según ello las rocas pueden ser suaves, intermedias y duras pudiendo llegar a extremadamente duras y abrasivas, usualmente se emplea este término para indicar su facilidad de tronadura.

Tenacidad. Indica la facilidad o dificultad de rotura bajo los efectos de las fuerzas de compresión tensión producidos por la detonación y la resistencia interna de la roca. De acuerdo a su tenacidad se clasifican en fáciles de romper, intermedias y tenaces (muy difíciles de romper).

Frecuencia sísmica. Es el rango de velocidad con el que las ondas sísmicas atraviesan una roca. La velocidad de detonación de un explosivo preferentemente debe ser igual o mayor para romperla con facilidad.

Resistencia a la compresión y tensión. Según López (2012), las rocas en general resisten bien a las fuerzas de compresión, pero no a las de tensión que son las que las rompen. Esta resistencia está vinculada a la densidad de la roca y su estado de alteración.

Textura y estructura. Son características netamente geológicas. La textura se refiere a la trama o forma de amarre de los cristales o granos, su distribución y porcentaje, mientras que la estructura se refiere a la forma de presentación de la roca en su yacimiento. Así tenemos texturas cristalinas, granulares, amorfas, concoidales y estructuras volcánicas de derrame, estratificadas, intrusivas, etc.

Grado de fisuramiento. Indica la intensidad del fracturamiento natural de la roca, el tipo, rumbo y buzamiento de las fisuras, diaclasas, planos de estratificación y fallas. Tiene enorme importancia en la planificación y en el resultado de la tronadura, ya que los gases producidos por la detonación tienden a escaparse por las fracturas disipando la energía útil.

Variabilidad. Las rocas no son homogéneas, varían en su composición y textura aún en un mismo yacimiento, lo que se refleja en diferentes resultados para tronaduras efectuadas en las mismas condiciones.

Grado de alteración. Las rocas están sujetas a deterioro por efectos del intemperismo y de las aguas freáticas, haciéndose menos "resistentes" que las rocas "frescas". Normalmente la fisuración facilita la descomposición a profundidad de los yacimientos de roca, existen otros tipos de alteraciones como son los endurecimientos por recristalización y silificación.

Porosidad. Indica la proporción de poros y huecos contenidos en la roca y su capacidad para captar y retener agua, al contrario de la densidad usualmente califica a la roca como suave y fácil de romper.

Humedad. Indica el contenido de agua normalmente en porcentaje. La capacidad de la roca para captar agua hasta saturarse se denomina "inhibición". Tanto la porosidad como el contenido de agua tienden a amortiguar a las ondas de la explosión

2.2.3. Parámetros de carga

Según López (2012). Se refiere a la forma de ubicar y distribuir la carga explosiva en la zona de la voladura, ver Figura 2.2.



Figura 2: Parámetros de carga.

Fuente. Manual de Perforación y Voladura- López (2012).

Geometría de la carga. Está definida como la relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada.

Diámetro de la carga. Este dependerá tanto de las dimensiones y características del equipo de perforación disponible, como de los parámetros de la tronadura (altura del banco, longitud de perforación y volumen a mover, etc.). Tiene influencia directa sobre el rendimiento del explosivo (diámetro crítico).

Grado de confinamiento. El confinamiento depende del "taqueo" (atacado), del uso del taco inerte (tapón del barreno), de la geometría de la carga (burden, espaciamento). Determina el grado de acoplamiento y densidad del carguío. Un alto grado de confinamiento por excesivo taqueo puede hacer insensible a un explosivo, por el contrario un mal taqueo determina una baja de rendimiento en la tronadura

Densidad del carguío. Da la medida del grado de llenado de un barreno. Indica la cantidad de explosivo en kg por longitud y depende de la densidad del explosivo con que se carga, normalmente es necesario cargar el fondo del barreno con un explosivo más denso (carga de fondo), con lo que se obtiene una mayor concentración de carga, empleando en la carga de columna un explosivo de menor densidad (carga de columna).

Este parámetro tiene que ver directamente con la distribución de la carga ya sea en cada barreno como el tipo de carga para lograr efectos especiales, ver Figura 2.3. (tronadura amortiguada, tiros de precorte, etc.).

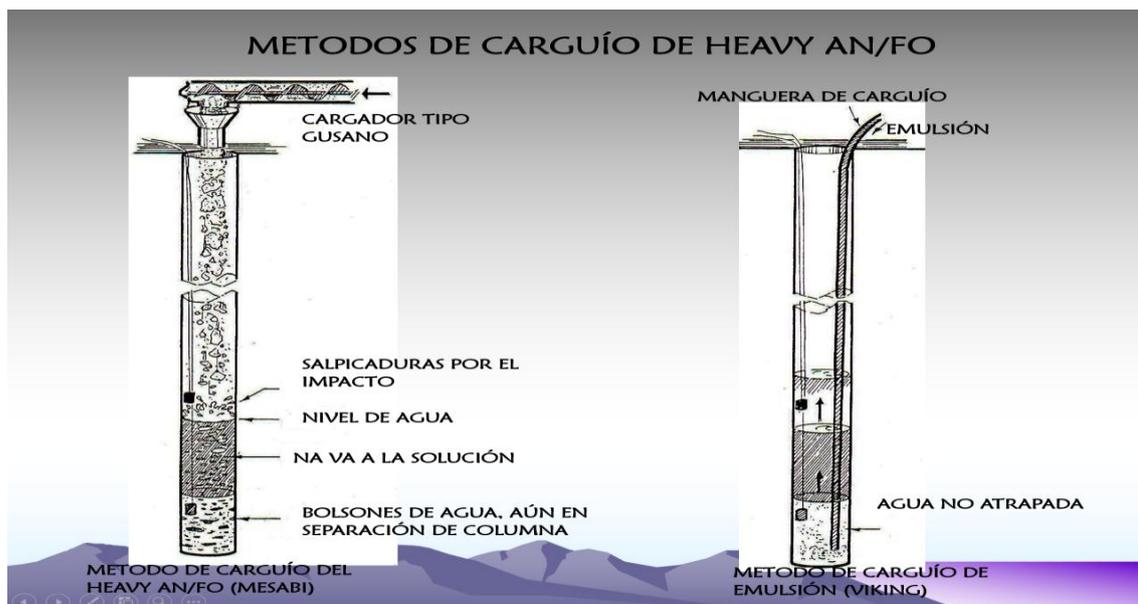


Figura 3: Métodos de carguío Heavy Anfo.

Fuente. Manual de Perforación y Voladura- López (2012).

2.2.4. Perforación por rotación

El principio utilizado por este sistema consiste en aplicar energía a la roca haciendo rotar una herramienta (trépano), conjuntamente con la acción de una gran fuerza de empuje afirma (López 2012), ver Figura 2.4.

En la práctica minera, este sistema de perforación presenta tres variantes según el tipo de herramienta utilizado:

- Rotación con trépano cortante
- Rotación con trépano trituraste
- Rotación con herramienta abrasiva

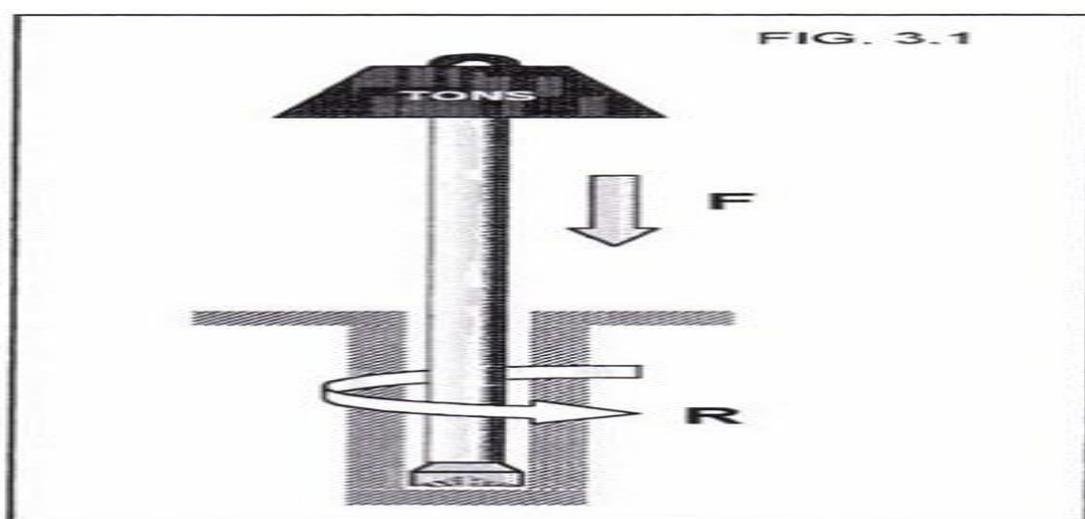


Figura 4: Perforación por rotación.

Fuente. Manual de Perforación y Voladura- López (2012).

El primero fue usado originalmente en la perforación de pozos petrolíferos, pero limitado sólo a formaciones rocosas más bien blandas. En los inicios del siglo XX aparecen los primeros trépanos provistos de rodillos indentados que ruedan sobre el fondo del hoyo, ejerciendo una acción triturante sobre la roca, capaces de perforar formaciones rocosas de dureza mediana. Su diseño evoluciona rápidamente hasta la herramienta conocida con el nombre de tricono.

A principios de los años '50 esta tecnología se empieza a aplicar en los primeros equipos rotativos diseñados para realizar perforaciones de tronadura en minas a cielo abierto. Innovaciones posteriores, principalmente en lo que dice relación con el diseño de estos triconos y la calidad de los aceros utilizados en su fabricación, le dan hoy en día a este sistema una gran versatilidad. Se aplica tanto en rocas blandas como muy

duras, sin restricciones en cuanto a la longitud de los tiros. Su única limitación es el diámetro de perforación. Por razones que se explicarán más adelante, este sistema no se aplica en diámetros menores a 150 mm para fines de fragmentación de rocas.

La perforación rotativa con una herramienta abrasiva. Corona de diamantes o diamantina como se le conoce en la terminología minera- se utiliza exclusivamente para sondajes destinados a la recuperación de testigos de roca con fines de exploración y/o reconocimiento de un cuerpo mineralizado, tema que no está incluido en los alcances de este curso.

Montaje y propulsión. Se utilizan dos sistemas de montaje: sobre orugas o sobre neumáticos (camión). Los factores que influyen en la elección son las condiciones del terreno y principalmente el grado de movilidad requerido. Mientras están perforando, estos equipos se apoyan sobre tres o cuatro patas hidráulicas, que además de soportar su peso sirven para nivelar la máquina. El montaje sobre orugas se utiliza preferentemente en las grandes minas a cielo abierto, donde los requerimientos de movilidad son escasos. Su limitación en cuanto a menor velocidad de traslación, 2 a 3 km/hr, es poco relevante cuando el equipo permanece durante largos períodos de tiempo operando en un mismo banco o sector de la mina. En faenas de tamaño mediano, donde se requiere un desplazamiento más frecuente y ágil del equipo, se prefiere el montaje sobre neumáticos. Estos equipos van montados sobre un camión de dos o tres ejes los más livianos, y sólo los de mayor tamaño se construyen sobre un chasis de cuatro ejes. Su velocidad media de desplazamiento es del orden de diez veces mayor, 20 a 30 km/hr.

Mecanismo de rotación. El torque de rotación se transmite a la herramienta por intermedio de la columna de barras. El accionamiento del sistema lo provee un motor eléctrico o hidráulico montado sobre el cabezal deslizante. En los equipos de mayor tamaño, full-electric, se utiliza preferentemente un motor eléctrico de corriente continua con su eje en posición vertical, que permite una fácil regulación de la velocidad de rotación en un rango entre 0 a 150 rpm. Los equipos montados sobre un camión, con unidad de potencia *diesel*, utilizan un motor hidráulico que opera en circuito cerrado con una bomba de presión constante y un convertidor de torque, que permite variar la velocidad de rotación. Mecanismo de empuje Para obtener un efecto de penetración eficiente es preciso aplicar una fuerza de empuje que depende de la

resistencia de la roca y del diámetro de perforación. Prácticamente, casi sin excepciones, esta fuerza de empuje se obtiene a partir de un motor hidráulico. Existen varios sistemas, entre los cuales los más utilizados son los que se describen conceptualmente en las figuras siguientes (Fig. 3.2). Por lo general el mecanismo de empuje está diseñado para aplicar una fuerza del orden de un 50 % del peso de la máquina, y los equipos de mayor tamaño que operan hoy en día alcanzan un peso de hasta 120 toneladas. El sistema, además, permite accionar el izamiento de la columna de barras, a velocidades de elevación del orden de 20 metros por minuto, ver Figura 2.5.

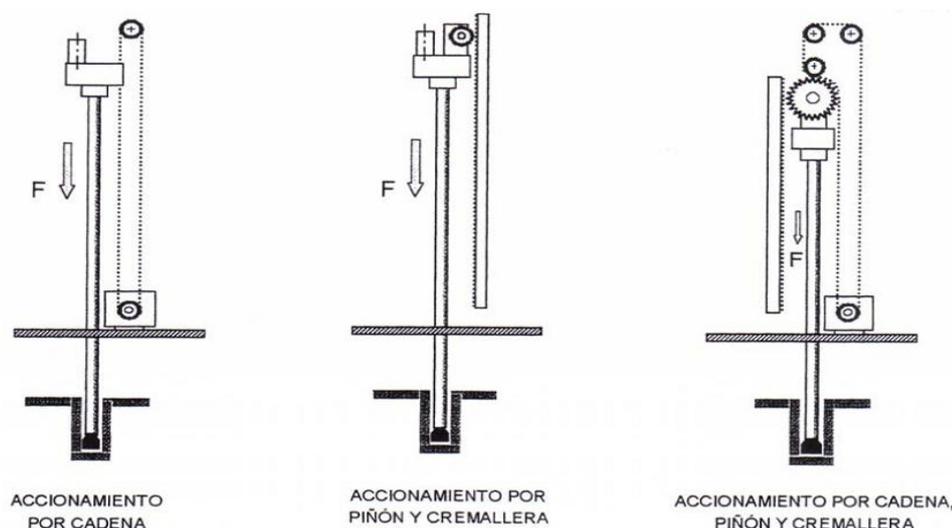


Figura 5: Mecanismo de rotación en columna de barras.

Fuente. Manual de Perforación y Voladura- López J. C,(2012).

Sistema de barrido. El barrido del detritus de la perforación se realiza con aire comprimido, para lo cual el equipo está dotado de uno o dos compresores ubicados en la sala de máquinas. Mediante un tubo flexible se inyecta el flujo de aire -a través del cabezal de rotación- por el interior de la columna de barras hasta el fondo del pozo. Dependiendo de la longitud de los tiros, la presión requerida se ubica en un rango de 2 a 4 [Bar].

2.2.5. Perforación de pre corte - voladuras de contorno

Son aquéllas que se realizan para perfilar los contornos de la excavación, de forma que resulten superficies sanas, estables y regulares. Esta técnica consiste en delimitar la superficie de contorno mediante una serie de barrenos de diámetro normalmente

inferior a 100 mm, perforados bastante próximos entre sí, poco cargados y que se disparan simultáneamente, es decir, con detonadores del mismo número. De esta manera se buscan que:

- Los relativamente bajos esfuerzos de compresión, generados con la detonación de estos barrenos poco cargados, produzcan el mínimo de agrietamiento en el macizo rocoso circundante.
- La coincidencia de ondas de compresión en la línea de separación entre barrenos genere unos esfuerzos de tracción perpendiculares a la superficie de contorno, que, superando la resistencia a la tracción de la roca, produzcan una fractura lo más limpia posible a lo largo de dicha superficie.

Para favorecer los dos efectos mencionados existen algunas medidas adicionales que, a veces, suelen adoptarse. Tales son:

- La intercalación de barrenos vacíos entre barrenos cargados, a fin de crear una línea de menor resistencia.
- El desacoplamiento (holgura) de las cargas dentro del barreno para crear así una cámara de aire que amortigüe la onda de compresión.

2.2.6. Variantes en función de la detonación

Existen dos variantes de la misma técnica en función de la detonación de los taladros de contorno respecto de la voladura completa. Se dice que la voladura es de "recorte" cuando tiene lugar con posterioridad a la que produce el arranque del macizo a excavar (destroza). Puede dispararse separadamente o, si se dispara conjuntamente con la destroza, con un cierto retardo respecto a ésta. Si por el contrario se hubiesen disparado los taladros de contorno con anterioridad a los de destroza, se estaría ante una voladura de "pre corte", cuyo efecto sería la creación de una grieta que aislaría la roca a excavar del resto del macizo. Los taladros de pre corte normalmente se disparan separadamente de los de destroza (incluso con anterioridad a la perforación de éstos). Pero si hubieran de dispararse conjuntamente, el desfase de tiempo entre unos y otros no deberá ser inferior a los 200 mseg. Dependiendo, lógicamente, de la calidad de acabado que se quiera obtener, estas voladuras de contorno se diseñan con una separación entre barrenos que varía entre 16 y 18 veces el diámetro en el caso de las voladuras de recorte. Las voladuras de pre corte, al no disponer del esfuerzo de tracción adicional generado en la cara libre, requieren una separación menor.

Normalmente entre 10 y 12 veces el diámetro. Si por alguna razón, por ejemplo el riesgo de vibraciones, hubiese que disparar los taladros de contorno de una manera secuenciada, es decir con distinto número de retardo, los valores antes mencionados para la separación entre ellos pueden verse reducidos en un 40 ó 50%. La carga por metro lineal de barreno puede calcularse en función del diámetro del barreno mediante la expresión:

$$q = k * D.$$

Donde "q" está expresada en kg/m y "D" en mm. La constante "k" puede variar entre 8 y 10, según el tipo de roca y la separación entre barrenos. Como estos barrenos se perforan sin apenas sobre perforación, conviene también añadir una carga equivalente a "q", pero concentrada en el fondo, que evite la formación de repiés. La "piedra" en el caso de las voladuras de recorte, suele ser un 25% superior a la separación lateral entre barrenos. En los pre cortes laterales, la distancia entre los taladros de pre corte y la hilera más próxima de la destroza suele ser un 50% del espaciamiento entre barrenos en ésta, ver Figura 2.6.



Figura 6: Resultado de voladura controlada de contorno.

Fuente. Perforación y voladura - López (2012).

2.2.7. Aplicación de las voladuras de contorno

Las voladuras de contorno tienen unas aplicaciones específicas, y se han desarrollado debido a los defectos básicos que puede presentar una voladura convencional con respecto a su acción sobre el macizo remanente, que se enumeran a continuación:

2.2.8. Fracturación del macizo rocoso remanente

La roca del entorno fracturada exige labores de saneo complementarias, que pudieran reducirse o incluso eliminarse, con la realización de voladuras de contorno. Además, este aspecto hace disminuir las características geotécnicas del macizo rocoso.

2.2.9. Importantes sobre-excavaciones

Este efecto, en voladuras donde el perfil obtenido debe ser un perfil definitivo, puede dar lugar a un importante sobrecoste por necesidad de tratamientos posteriores. Este aspecto es de especial relevancia en obra civil, donde el proyecto constructivo exija unos límites de trabajo muy restringidos. En el caso de obras subterráneas puede suponer dificultades adicionales por necesidad de relleno complementario en el empleo de ciertos métodos de sostenimiento. En minería a cielo abierto, un planteamiento de taludes definitivos con voladuras de contorno puede tener una gran importancia económica, ver Figura 2.7.

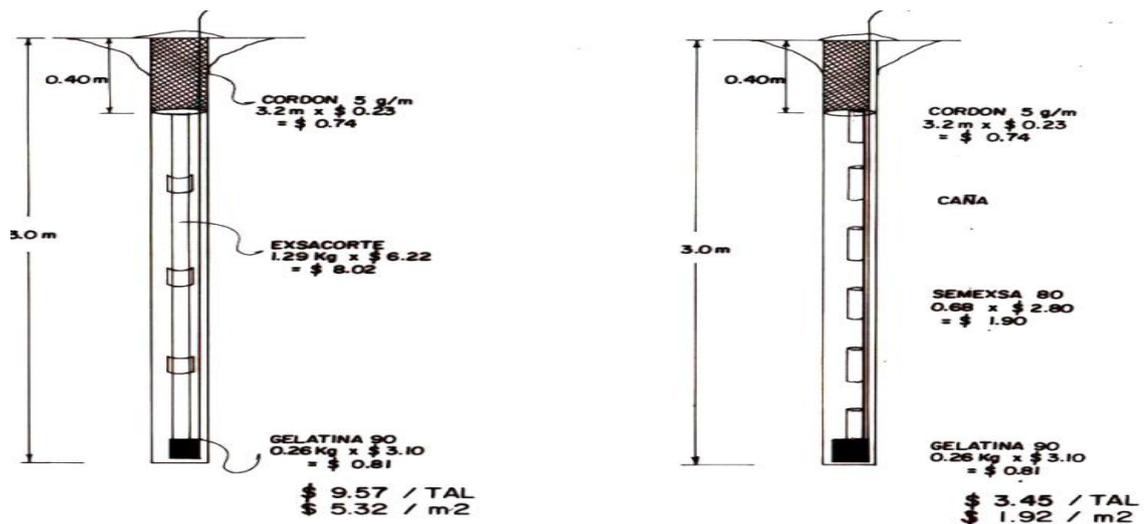


Figura 7: Diseño de carga utilizados en voladura de pre corte.

Fuente. Perforación y voladura de rocas UNMSM-Mucho 2010.

2.2.10. Taludes definitivos

La creación de taludes definitivos con pre corte o recorte significa no dañar la roca residual.

2.2.11. Ángulo de talud

El diseño del ángulo de talud se verá influido directamente si se ven mermadas sus características geotécnicas, de modo que se verá afectada el diseño de las bermas

necesarias en los taludes definitivos, con estos aspectos, inclinación de taludes y bermas, las voladuras de contorno tienen una incidencia directa sobre la seguridad de la explotación además de influir sobre el ratio mineral-estéril necesario para la explotación del yacimiento y, en consecuencia, sobre la economía de la explotación.

2.2.12. Efecto de voladuras de entorno (pre corte)

Son aquellos efectos colaterales, por lo general no deseados en toda voladura y que de alguna manera se tendrán que controlar. Estos efectos consisten en modificaciones del entorno, ya sea el propio terreno o bien la atmósfera, que pueden, a su vez, clasificarse en dos tipos:

- Modificaciones permanentes.
- Modificaciones transitorias.

2.2.13. Modificaciones permanentes

Son aquellos efectos que conllevan una degradación o desplazamiento de la roca adyacente distinto del pretendido por la propia voladura, ver Figura 2.8.



Figura 8: Afecciones de las voladuras al macizo rocoso remanente.

Fuente. Perforación y voladura de rocas – Bernaola, Castilla, Herrera H. J. - 2012

Degradación de la roca circundante. Cualquier voladura genera un cierto grado de agrietamiento, fisuración o debilitamiento de la roca circundante. La extensión de la zona afectada dependerá principalmente de cómo se haya diseñado la voladura, pero

puede alcanzar hasta 1 o 2 metros con diámetros pequeños de barreno y hasta 10 o 20 metros con diámetros grandes.

Desplazamiento de bloques. La presión de los gases acumulados durante la detonación o las vibraciones del terreno producidas por la misma, pueden causar el desplazamiento de bloques de roca aislados o sin un grado de fijación suficiente.

Densificación o compactación del terreno. Algunos autores mencionan también la posibilidad de compactación o densificación de terrenos sueltos de determinada granulometría próximos a la carga explosiva.

2.2.14. Voladura controlada

Según Enaex (2012), El daño originado en la roca por efecto de una voladura se puede diferenciar en dos sectores como se ve en la Figura 2.9. El sector asociado a la zona de voladura que va a ser removido por algún equipo de excavación. El sector correspondiente al entorno de la voladura, donde se producen daños que es necesario controlar por razones tales como:

- Evitar dilución del mineral.
- Evitar mayor excavación de lo deseado (sobre-excavación).
- Generar una pared sana en el talud del banco.
- Generar una geometría del rajo más económica.

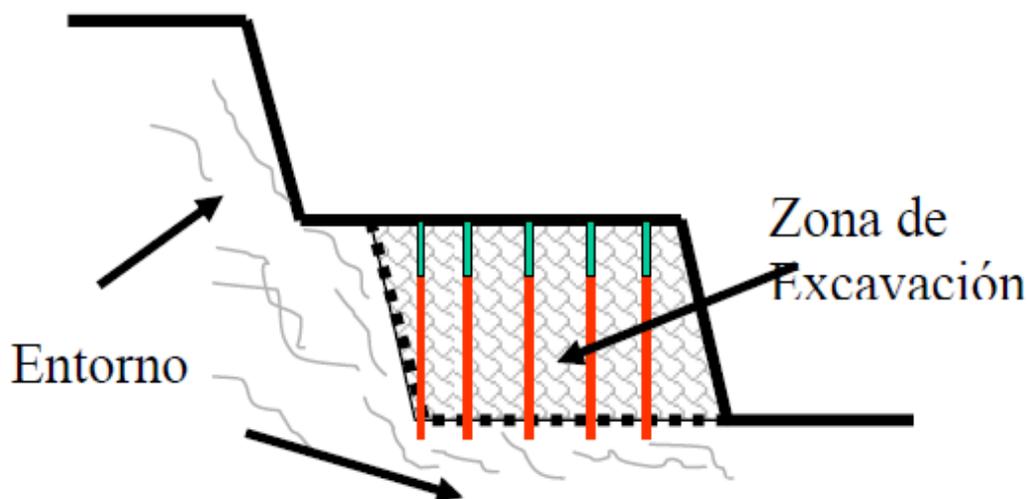


Figura 9: Zona de excavación y su entorno.

Fuente. Enaex (2012).

Una distribución adecuada de taladros de pre corte evita daño a la roca, a la alteración de sus parámetros geomecánicos y la consiguiente disminución de sus propiedades resistivas, tales como su resistencia a la compresión y a la tracción ver Figura 2.10.

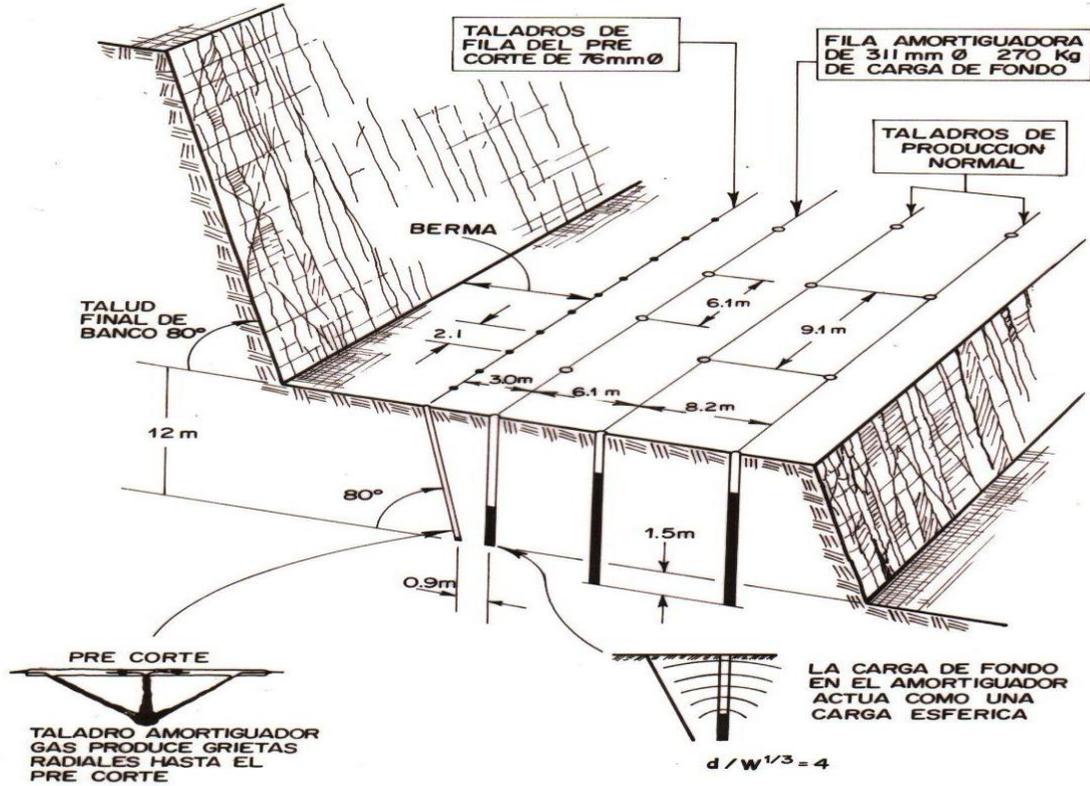


Figura 10: Ubicación de taladros de pre corte en banco de producción.

Fuente. Perforación y voladura de rocas UNMASM - Mucho R. 2016

Esto genera automáticamente otros cambios en las propiedades geoestructurales de la roca. Para controlar el daño sobre las paredes del talud se propone realizar voladuras a lo ancho del banco en dos etapas, llamadas primera y segunda huincha.

Según Enaex (2012), La primera huincha se considera como voladura de producción, cuyo volumen involucrado no alcanzará hasta la pared del banco, es una voladura convencional en la que no se aplica ningún sistema de control de daño en las últimas filas, puesto que aún resta por tronar una segunda huincha. La Figura Figura 2.11, indica un bosquejo de cómo se disponen las voladuras a lo ancho del banco.

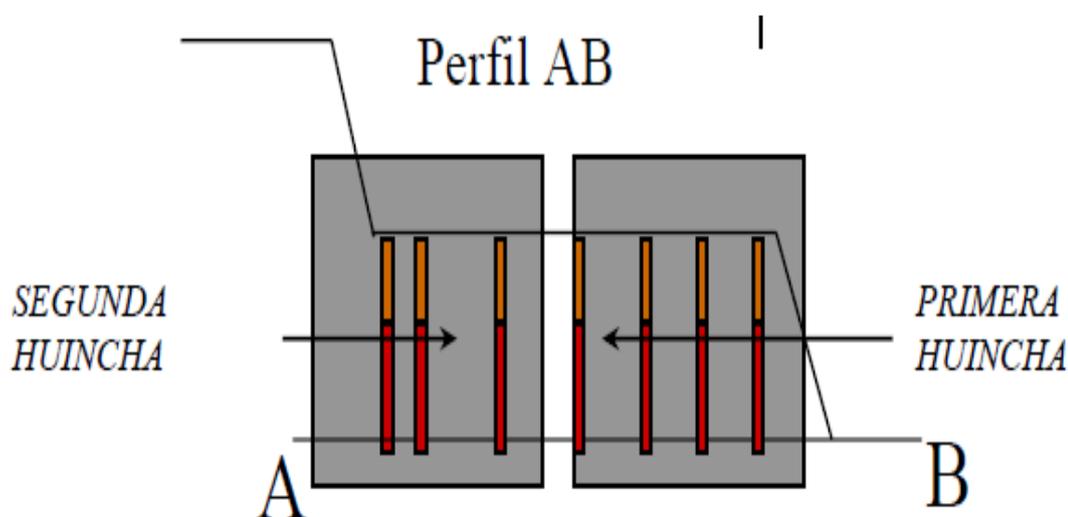


Figura 11: Perfil de ubicación de taladros en banco de producción.

Fuente. Enaex (2012)

Por lo tanto la explotación de bancos se puede realizar con voladuras separadas en dos huinchas. La primera es una voladura de producción, que está lo suficientemente alejada del talud para no generar daño en éste. La segunda es una voladura controlada, que se diseña de manera de generar el mínimo daño en la pared del talud.

Según Enaex (2012), las técnicas de voladura controlada han sido adoptadas en diversas faenas, en un esfuerzo por mejorar la estabilidad de taludes en las paredes del pit final, y poder minimizar el daño inducido tras la zona de voladura. El operador debe decidir el propósito de la técnica de control antes de que ésta sea seleccionada. Algunas técnicas se utilizan para producir una pared de apariencia atractiva con poca o nada de preocupación por la estabilidad del macizo rocoso. Otras técnicas se utilizan para proveer esta estabilidad al formar un plano de falla antes de comenzar las voladuras de producción. Esta segunda técnica puede o no ser cosméticamente atractiva, pero desde el punto de vista de la estabilidad, realiza su función. Los métodos de control de sobre-rotura se pueden dividir en tres tipos: *pre corte* y *voladura de recorte* (o amortiguada).

El pre corte utiliza barrenos cargados ligeramente; con espaciamientos cerrados y que se disparan antes de las voladuras de producción. El propósito es el de formar un plano de fractura a través del cual las grietas radiales de la voladura de producción no puedan pasar. Secundariamente, el plano de fractura formado puede ser cosméticamente atractivo y permitir el uso de taludes con mayor pendiente y que requieren menor

mantenimiento. Debe pensarse en el pre corte como una medida de protección para mantener la pared final sin daños causados por la voladura de producción.

2.2.15. Voladura de pre corte

La voladura de recorte es una técnica de control que se utiliza para limpiar o afinar una pared final después de la voladura de producción. Las voladuras de producción pueden haberse efectuado muchos años antes o pueden efectuarse con un retardo más corto dentro de la misma voladura. Ya que la hilera de barrenos de recorte alrededor del perímetro es la última en dispararse en una voladura de producción, no realiza ninguna función para proteger la estabilidad de la pared final. Las grietas radiales de la voladura de producción pueden viajar dentro de la pared final. Las capas de lodo y otras discontinuidades pueden canalizar los gases del área de la voladura de producción hacia adentro de la pared final, (Enaex, 2012),. El único propósito de una voladura de recorte es el crear un perímetro cosméticamente atractivo y estable. Este tipo de voladura no ofrece protección a la pared final de la voladura de producción.

2.2.16. Principios de operación en pre corte

El explosivo utilizado para el pre corte y el recorte es normalmente uno que contiene cantidades considerables de nitrato de amonio (sea ANFO o emulsión). La experiencia muestra que los explosivos que producen altas cantidades de gases, producen una mejor fractura y reducen la posibilidad de formar grietas capilares en las paredes del barreno. Sin embargo, el tipo de explosivos que se utilice es crítico. La mayoría de las fórmulas empíricas expresan la cantidad de explosivo requerido como los kilogramos explosivo por metro de barreno. Reglas empíricas comunes también indican que el diámetro de la carga sea menor a la mitad del diámetro del barreno. Al utilizar una carga con diámetro pequeño dentro de un barreno con un diámetro mayor, las presiones de los gases bajan rápidamente debido a la expansión dentro de un volumen mayor. Este procedimiento se llama desacoplamiento, (Enaex , 2012), esta rápida caída en la presión tiene el efecto de colocar las presiones de diferentes explosivos dentro de un rango muy pequeño de valores para la mayoría de los explosivos utilizados comúnmente. De hecho lo que ocurre es que bajo el desacoplamiento adecuado, diferentes explosivos producen esfuerzos en la roca que se encuentran dentro de un 10% uno del otro en una voladura de pre corte o recorte. Un ejemplo de los esfuerzos producidos a 30cm del barreno se muestra en la figura 2.1. El

rango de desacoplamiento se define como el diámetro del barreno dividido por el diámetro de la carga.

Las razones que en el pasado se daban para la formación del pre corte indican que este se causaba completamente por la reflexión de las ondas de esfuerzo como lo muestra la Figura 2.2. Investigaciones posteriores probaron que la magnitud de la resultante de los esfuerzos es insuficiente para causar que la acción de corte ocurra en situaciones de voladura reales. Si se tiene que depender solamente de las ondas de esfuerzo para causar el pre corte, los espaciamientos tendrán que reducirse a 1/5 de los que normalmente se utilizan en el campo. De acuerdo a la Figura 2.2, si los taladros en una línea de pre corte no se dispararan en una forma verdaderamente instantánea, la acción de corte no podría ocurrir ya que la colisión de las ondas de esfuerzo no ocurriría entre los taladros. Esto es contrario a los hechos, ya que los responsables de las voladuras comúnmente retardan cada barreno en una voladura de pre corte y aun así producen paredes en buenas condiciones, un pre corte en formación a partir del crecimiento de las grietas radiales, y no de la colisión de las ondas de esfuerzo.

La Figura 2.4 es una fotografía de un modelo de Plexiglás donde se dispararon tres barrenos en forma instantánea. La figura 2.4b por otro lado es una fotografía de un modelo donde los taladros se dispararon en lo que sería el equivalente de un retardo de 25 milisegundos en un trabajo a escala real. Se puede notar que no existe una diferencia significativa en la fragmentación entre barrenos, demostración aún más que las interacciones de las ondas de esfuerzo no son las responsables de la fragmentación en voladuras a escala real.

Este punto es significativo ya que si se piensa en el concepto de la fragmentación por ondas de esfuerzo como principal mecanismo de la formación del pre corte, entonces todo los taladros del pre corte necesitarían ser disparados instantáneamente ya que los taladros de pre corte son los que normalmente se encuentran más cerca de las residencias y son los que más confinamiento tienen en toda la voladura, se producirán niveles de vibración más altos a medida que el peso de la carga aumenta. Los niveles

pueden ser hasta cinco veces más altos a aquellos producidos por una voladura de producción. En la mayoría de los casos, muchos barrenos disparados en forma instantánea producirán niveles de vibración excesivamente altos. El comprender que los taladros pueden retardados es importante ya que permite al contratista la flexibilidad, en caso necesario, de disparar cada barreno con un retardo diferente.

2.2.17. La técnica de pre corte

La técnica de pre corte no es nueva, se convirtió en una técnica reconocida para el control de la pared cuando se utilizó a mitad de los años 50 en el proyecto hidroeléctrico del Niágara. Se tienen pues reportes de su uso aún en los años 40, pero de forma esporádica, el pre corte se utilizó como una técnica de fracturación de roca antes de que los explosivos se usaran para voladuras. Las pirámides del antiguo Egipto fueron construidas por obreros que utilizaban el pre corte. La técnica utilizada fue el colocar cuñas de madera dentro de las grietas naturales en barrenos perforados en la toca, (Enaex, 2012). Las cuñas de madera eran entonces mojadas y la expansión de la madera provocaba que se formaran fracturas entre las cuñas. Hecho esto, se podían remover los bloques.

En lugares más al norte, el hombre encontró que podía utilizar el hielo para provocar que la roca se fracturara al perforar barrenos en el manto rocoso, llenarlos con agua y dejar que ésta se congelara durante el invierno. La roca se agrietaría entre los taladros dejando libre los bloques. Tanto las cuñas de madera como el hielo ejercían presión estática sobre el macizo rocoso similar a la que ocurre para la presión de los gases del explosivo.

2.2.18. Fórmulas empíricas en pre corte

Las fórmulas empíricas utilizadas en el pre corte normalmente no toman en cuentas las características de resistencia del macizo rocoso. Aunque esto puede parecer inusual, debe recordarse que la resistencia a la tensión varía en un rango que va desde unos cuantos cientos hasta unos cuantos miles de KPa para la mayoría de las rocas, la resistencia a la compresión, por otro lado, normalmente se encuentra en el rango de los cientos de MPa, si la presión del explosivo dentro del barreno es tal que se

encuentra por debajo de la resistencia a la compresión y arriba de la resistencia a la tensión, (Enaex, 2012).

Se crearán fracturas sin dañar la masa rocosa alrededor del barrenado. En la mayoría de las aplicaciones de pre corte y corte, las presiones se aproximan de 50 a 100MPa y excede ampliamente la resistencia a la tensión de cualquier roca. Por lo tanto, estas características de resistencia no serán una consideración.

2.2.19. Efectos de las condiciones geológicas locales

Las técnicas de control tales como el pre corte, recorte y barrenado lineal trabajan mejor en roca masiva. En roca masiva, se pueden observar las medias cañas o mitades de cada barrenado en la pared final. En roca masiva, el 100% de los taladros producen medias cañas. Algunos operadores tratan de calificar el éxito o fracaso de una voladura de pre corte o amortiguada por lo que se llama el factor de media caña. Los factores de media caña son los porcentajes del total de medias cañas que son visibles después de que la roca ha sido excavada. Si solo el 40% de los taladros permanecen visibles en la pared final como medias cañas, entonces el factor de media caña será 40%. Esta técnica puede tener algún mérito cuando se hacen pre cortes en material masivo y homogéneo. Sin embargo, las medias cañas pueden desaparecer totalmente en toca con una geología complicada. No se pueden asumir que la falta de medias cañas indica un trabajo de voladura pobre. En material geológicamente complicado no se forma una grieta simple. Existe una zona altamente fragmentada que se forma a lo largo del perímetro, dicha zona sirve como protección para la pared final de los efectos de las grietas radiales que emanan de la voladura de producción. Los factores de medias cañas sólo tienen validez si se considera en la evaluación el tipo de roca en el que se están contando las medias cañas.

2.2.20. Influencia de los estratos en el pre corte

Cuando la roca tiene numerosos estratos entre los taladros y estratos intersectan la cara del banco en un ángulo menor de 15° , será imposible formar una buena cara final con técnicas de voladura controlada. De hecho, para que la pared sea medianamente agradable, cosméticamente hablando, los estratos deben intersectar la cara del banco a un ángulo mayor a 30° . Cualquier ángulo menos provocará que las fracturas intercepten los planos de estratificación dando como resultado que grandes pedazos de

material se desprendan de la cara durante el proceso de excavación, en un material débil, la pericia del operador de la excavadora es extremadamente crítica afirman en (Enaex, 2012). Algunas máquinas pueden ejercer un empuje considerable ya pueden, por lo tanto, excavar más allá del límite de la voladura dañando severamente el contorno final. Otros factores geológicos que afectan los resultados de las técnicas de voladura controlada son las capas suaves o las capas de lodo. Si el banco es intersectado por numerosas capas de lodo es difícil lograr buenos resultados.

2.2.21. Finalidad de voladura de pre corte

El desarrollo de un pre corte tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la voladura, cuyos beneficios pueden ser los siguientes:

- Formación de una pared de banco más estable.
- Generar el límite de penetración de la pala.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

Los beneficios del pre corte, en términos de estabilidad de talud, pueden no ser fáciles de evaluar. Por ejemplo, la no creación de medias cañas en la voladura de pre corte, no necesariamente significa un mal resultado, ya que aun así puede obtenerse una buena estabilidad de la pared.

2.3. Teoría del pre corte

2.3.1. Vibraciones en pre corte

Como se sabe, el pre corte debe permitir fracturar un plano para atenuar vibraciones en la voladura principal, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles. Así como las vibraciones generadas en las voladuras son responsables de los daños producidos en la pared final, lo es también el empuje de gases de explosión, por lo tanto la línea de fractura generada por el precorte también debe actuar como zona de evacuación de gases.

2.3.2. Efectos de una explosión en un pozo.

Según Del Solar T. (2014), Estudio de control de talud en fase 4 de División Andina de la Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento

de Ingeniería de Minas, Santiago de Chile, Inmediatamente tras la detonación del explosivo en un pozo se genera una masa de gases a una presión del orden de 2000 MPa y a una temperatura en torno a los 3000 °K. Todo esto en un tiempo de 10 a 50 μ s a través de una rápida reacción exotérmica que se propaga en la masa del explosivo como una onda de choque. Esta onda alcanza las paredes del pozo y se transmite dinámicamente a la roca circundante como onda de tensión. Tras el paso de la onda de choque, la roca se ve sometida a la presión cuasi-estática del gas confinado en el pozo. La energía se manifiesta a través de cuatro formas típicas:

- Energía necesaria para propagar la onda de detonación a través del explosivo.
- Energía cinética y de deformación correspondiente a la onda de choque.
- Energía que se utiliza durante la creación de grietas.
- Cola final: ruido, calor y energía desaprovechada.

Simétricamente, respecto al contorno del pozo se observan tres zonas bien diferenciadas: Formación del anillo triturado, formación de zona de fractura y formación de zona de fragmentación

2.3.3. Formación del anillo triturado

La presión de detonación genera una tensión radial de compresión que supera con creces la resistencia a compresión de la roca. Se forma como consecuencia un delgado anillo donde la roca se ha fracturado y machacado por diferentes procesos de fractura granular, microfractura, compresión diferencial partícula-matriz rocosa y otras formas de deformación plástica. Este anillo es de poca o nula utilidad práctica, y produce una sobrerotura y un daño innecesario a la superficie de la excavación, afectando su resistencia y estabilidad. El anillo triturado supone, además, una barrera que de alguna forma dificulta la acción del gas y su flujo a través de las grietas formadas, actuando como una barrera plástico-fluida para su pronta actuación. También afecta la disponibilidad de energía útil del explosivo e influye directamente en la atenuación del pico de la onda de tensión, de modo que para los fines del pre corte es necesario tratar de evitar o al menos minimizar la formación de este anillo. La variable que controla este anillo es el tiempo hasta que se alcanza el valor máximo de presión en el pozo. La razón de utilizar cargas desacopladas en el pre corte es precisamente porque ello permite incrementar este tiempo.

2.3.4. Formación de la zona de fractura

Más allá de la zona externa del anillo de trituración el campo de ondas generado se propaga a velocidad sónica y consiste en una serie de tensiones radiales de compresión y tangenciales de tracción. Las tensiones tangenciales generadas, junto con la existencia en el material rocoso con defectos y micro fracturas, provocan la iniciación y crecimiento de grietas radiales.

2.3.5. Formación de la zona de fragmentación

La presión del gas en el pozo se mantiene lo suficientemente alta durante un periodo de tiempo considerablemente mayor que el periodo de detonación. Esto produce un campo cuasi-estático de tensiones en la roca, que sigue al campo dinámico de ondas de tensión. Este campo cuasi-estático es el responsable de la activación, crecimiento y propagación de las fracturas desactivadas tras el paso de la onda de tensión. Asimismo, el gas penetra en las grietas y mediante un efecto de cuña acelera la propagación de las mismas, así pues, dado que con el precorte se pretende reducir el daño a la roca remanente y el número de grietas que se propagan, es aconsejable utilizar el menor diámetro posible compatible con la aplicación así como reducir la presión que actúa en el pozo mediante cargas desacopladas.

2.3.6. Explosión simultánea en dos taladros cercanos

La fracturación comienza en los defectos o micro fracturas que se encuentran presentes en el material. Estas micro fracturas se activan por la onda de choque en forma de elementos de fractura seudocirculares, produciéndose la interacción de los mismos si se encuentran lo suficientemente cercanos. Esta interacción se produce en tanto la onda de choque no resulta amortiguada por debajo de la resistencia dinámica a la tracción del material rocoso.

El objetivo de un pre corte es minimizar las presiones en el pozo, lo suficiente para generar grietas entre pozos adyacentes de la línea del pre corte. Para obtener buenos resultados, tres requerimientos deben tomarse en cuenta:

- Una línea de pozos con pequeño espaciamiento
- Una baja densidad lineal de carga de explosivo
- Una simultaneidad en la iniciación de los pozos.

El plano de debilidad se genera mediante una grieta que se extiende a lo largo de los pozos de pre corte, la presión en las paredes del pozo (presión de barreno) debe ser del orden de la resistencia a la compresión de la roca. Para el cálculo de la presión en las paredes del pozo se utiliza la siguiente expresión:

$$P_{bi} = 110 \cdot d_{exp} \cdot VOD^2$$

Examinando esta ecuación, se puede apreciar que para que un explosivo quede completamente acoplado al pozo, las presiones que se generan en las paredes de éste deben ser del orden de los 850 MPa. Considerando que en diversas faenas la resistencia a la compresión de la roca es del orden de los 50 a 150 MPa, la presión en el pozo está muy por encima de este valor. Por lo tanto para lograr esta magnitud deben utilizarse explosivos con densidades del orden de 0.2 (g/cm³) y velocidades de detonación del orden de 2500 m/s, lo que no es aplicable operacionalmente.

Por este motivo, para el pre corte se utilizan explosivos desacoplados, de menor diámetro que el del pozo. Como recomendación general, el diámetro de la carga debe ser a lo menos la mitad del de perforación.

Para el cálculo de la presión en las paredes del pozo de un explosivo desacoplado, se utiliza la siguiente expresión:

$$P_b = 110 \cdot f^n \cdot d_{exp} \cdot VOD^2$$

En que f es la razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del pozo. El exponente n se estima igual a 1.25 para pozos secos y 0.9 para pozos con agua.

$$f = \frac{D_e^2}{D_h^2} \cdot \frac{l}{H}$$

Donde:

D_e = Diámetro explosivo.

D_h = Diámetro del pozo.

H = Largo del pozo.

l = Largo columna explosiva.

2.3.7. Propiedades de la roca

Como en todas las prácticas de tronadura, las características de la geología ejercen gran influencia en sus resultados, especialmente en el pre corte.

2.3.8. Parámetros resistivos

Para minimizar el daño tras la fila del pre corte, el esfuerzo inducido no debiera exceder la resistencia a la tracción de la roca, en el plano. Pero para lograrlo se requiere utilizar una línea de pre corte con taladros extremadamente juntos, lo cual se lograría con cargas extremadamente pequeñas y con iguales separaciones entre pozos, en la práctica, se ha llegado a establecer que la presión de detonación que se debiera alcanzar en un taladro requiere ser del orden de 1 a 2 veces la resistencia a la compresión de la roca. Esta relación la denominaremos R.

Por otro lado, se ha determinado que cuando se trabaja en una roca cuya resistencia a la compresión es menor de 70 Mpa, es muy difícil obtener un buen resultado y menos pensar que se obtendrán medias cañas en las paredes del talud.

Luego, de las ecuaciones 9.2 y 9.3 se puede deducir la fórmula para calcular el diámetro de un explosivo dado:

$$R * UCS = 110 * \left[\frac{D_e^2}{D_h^2} * \frac{H}{l} \right]^n * \delta_{exp} * VOD^2$$

$$D_e = \left[\frac{R * UCS}{110 * \delta_{exp} * VOD^2} \right]^{\frac{1}{2 * n}} * \sqrt{\frac{H}{l}} * D_h$$

$$VOD = \text{Km/s}$$

2.3.9. Control estructural

La naturaleza y orientación de las discontinuidades en el macizo rocoso son críticas en el resultado del pre corte. Por ejemplo, si aumenta la frecuencia de fracturas entre taladros del pre corte, disminuye la posibilidad de formar un plano de debilidad con la voladura de pre corte.

La naturaleza de las discontinuidades también es un parámetro relevante debido a que si éstas son cerradas y bien cementadas, existe una probabilidad mayor que el plano de grietas generado por el pre corte se pueda propagar. Por el contrario, si estas grietas están abiertas y limpias generarán una zona de interrupción de la formación de un plano de debilidad. Los tres principales factores geoestructurales que afectan el resultado del pre corte son:

- La frecuencia de fractura a lo largo de la línea de pre corte.
- El ángulo formado entre la línea de pre corte y las estructuras.
- El relleno de las fracturas.

Algunas investigaciones sobre orientación de fracturas, con respecto a la línea de pre corte, han concluido en que ángulos menores a 10 y superiores a 60 grados entre la estructura y la línea de pre corte tienen un menor efecto sobre el resultado en la pared final. Por el contrario, ángulos entre 15 y 60 grados son más desfavorables en el resultado del pre corte.

2.3.10. Diámetros de perforación

Es ampliamente reconocido que los mejores resultados de pre corte se obtienen con diámetros pequeños de perforación; sin embargo, hay que tomar en cuenta la longitud del banco a perforar y las desviaciones de los pozos.

2.3.11. Espaciamiento entre taladros

La fórmula general que se utiliza y aplica para el cálculo de espaciamiento en Chile es la siguiente:

$$S = D_h \cdot \frac{(P_b + T)}{T}$$

Donde:

S = Espaciamiento en mm,

T = Resistencia a la tracción de la roca en MPa,

P_b = Presión de detonación en el barreno en Mpa y

d = Diámetro de perforación en mm.

Esta definición de espaciamiento no considera las características estructurales de la roca. No obstante, algunos investigadores como Chiappeta (1982), sugieren que si la frecuencia de las discontinuidades excede de 2 a 3 entre los pozos de pre corte, los resultados serían bastante pobres en términos de generación de “medias cañas”.

2.3.12. Factor de carga

El término factor de carga definido en gr/ton no es aplicable para el pre corte, puesto que su finalidad no es fragmentar un volumen de roca, sino generar un plano de fractura, por lo que el factor carga para un pre corte se define en kg/m². De acuerdo a las ecuaciones 9.2 y 9.3 se obtiene una relación que define el factor de carga, en función de las características geomecánicas de la roca y el diámetro de perforación

$$\gamma = \frac{\pi}{4} \cdot \frac{D_h}{(12R + 1)} \cdot \left[\frac{R^{1/n} \cdot d_{exp}^{(1-\frac{1}{n})} \cdot UCS^{1/n}}{110^{1/n} \cdot VOD^{2/n}} \right]$$

Donde:

γ = Factor de carga (kg/m^2)

n = Índice de acoplamiento

R = Relación P_b/UCS

UCS = Resistencia a la compresión no confinado (Mpa)

d_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm^3)

VOD = Velocidad de detonación (km/s)

D_h = Diámetro de perforación (mm)

La densidad de carga es directamente proporcional al diámetro de perforación y casi directamente proporcional a la resistencia de la roca, a modo de ejemplo, se expone la Figura 2.12, donde se define la densidad de carga en función a la resistencia de la compresión de la roca, considerando el producto ENALINE, explosivo cuyas características de velocidad y densidad son las siguientes:

- Velocidad de detonación : 5200 m/s
- Densidad explosivo : 1.1 g/cm³

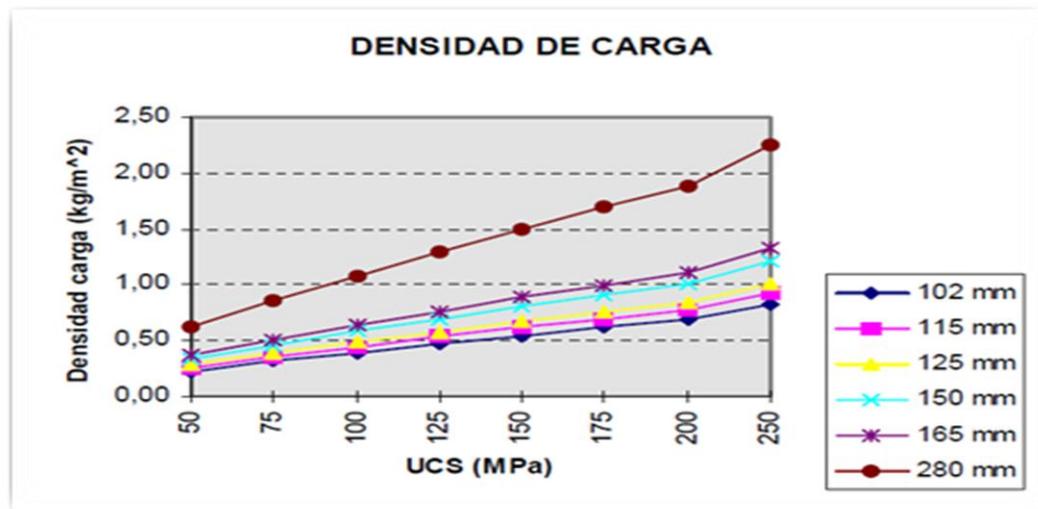


Figura 12: Densidad de carga.

Fuente. Enaex 2012.

2.3.13. Secuencia de salida

El pre corte debe ser iniciado separada o conjuntamente con la voladura de producción, sólo con una diferencia de a lo menos 100 ms, previo a la voladura de producción. Respecto a los intervalos entre taladros del pre corte, la teoría de formar una grieta de tensión entre dos taladros implica una detonación simultánea de ellos. A modo de referencia, Ouchterlony (1995) reportó que si existen diferencias de tiempo de 1ms entre taladros de pre corte, éstas generarían mayores daños alrededor de un taladro, éstos debieran ser detonados en grupos de 20 a 30 taladros.

2.3.14. Efectos de la exactitud de la perforación

La importancia de la exactitud de la perforación puede no ser considerada cuando se diseña un pre corte, pero ésta tiene una gran relevancia debido al paralelismo que debe existir entre taladros, ya que de lo contrario, puede ser la causa de perfiles irregulares.

2.3.15. Inclinación del pre corte

Los máximos beneficios en términos de mejorar la estabilidad de los taludes, se obtienen cuando el pre corte se perfora inclinado. Estas inclinaciones fluctúan en el rango de 15 a 30 grados, siendo mejores los resultados a medida que se utiliza una mayor inclinación, aumentando ciertamente la dificultad en la perforación. Cuando se realizan pre cortes inclinados y una fila buffer delante de ellos, es conveniente tronar el pre corte antes de la voladura de producción, principalmente para evitar que la fila buffer o amortiguada en la zona del pie del banco, quede demasiado cerca del taladro de pre corte y ésta pueda ser iniciada por simpatía, ver Figura 2.13.

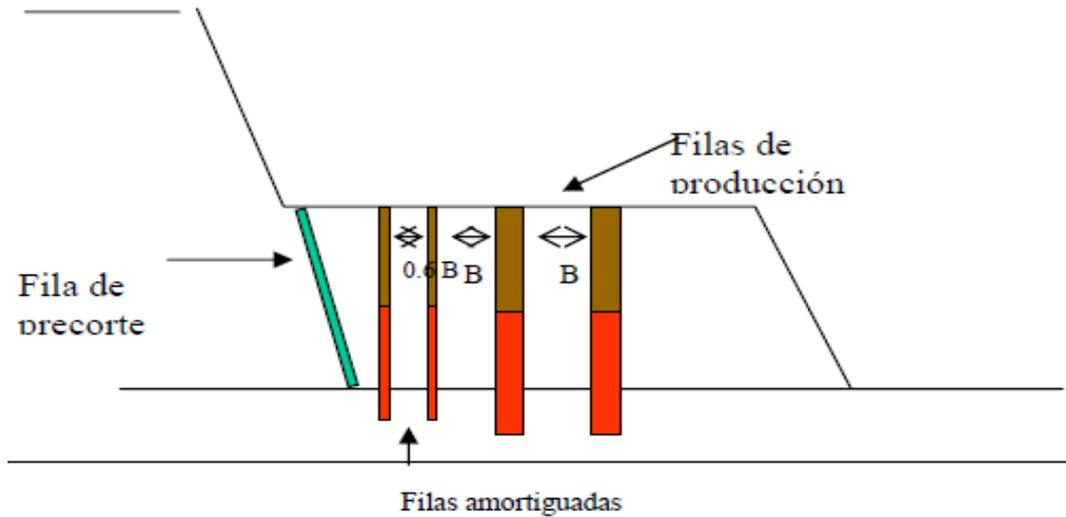


Figura 13: Fila de pre corte en perforación de producción.

Fuente. Enaex 2012.

Con este nombre se conoce al conjunto de trabajos de extracción del mineral que se realiza en explotaciones mineras. Una perforación de pre corte y producción que están previamente establecidos, ver Figura 2.14 y Figura 2.15.

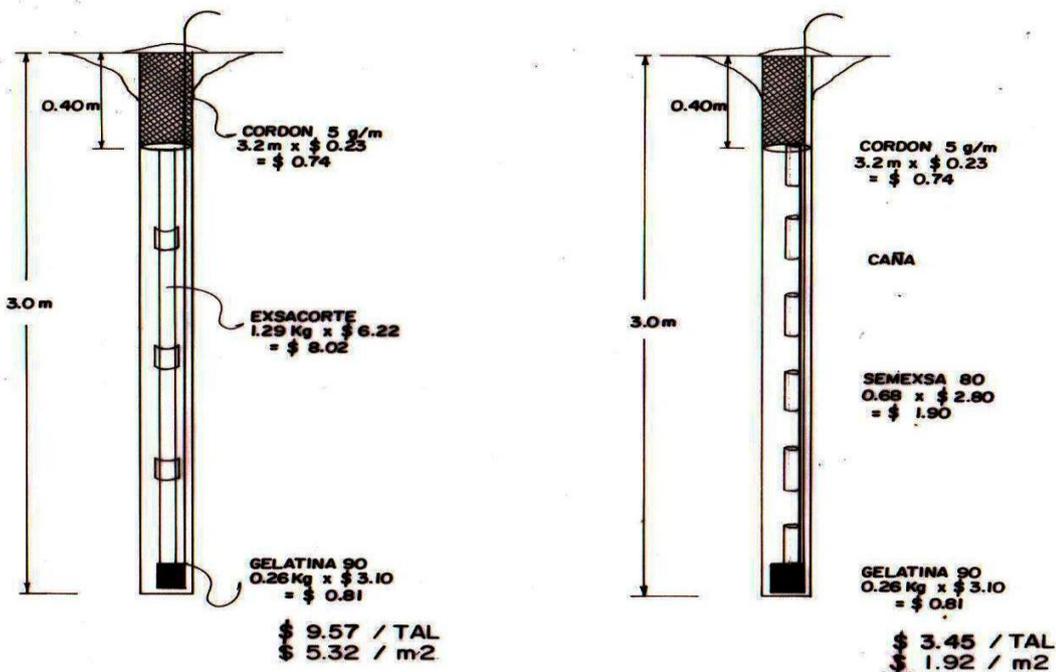


Figura 14: Diseño de carga utilizados en voladura de pre corte.

Fuente. Perforación y voladura de rocas UNMSM-Mucho M.R. 2010.

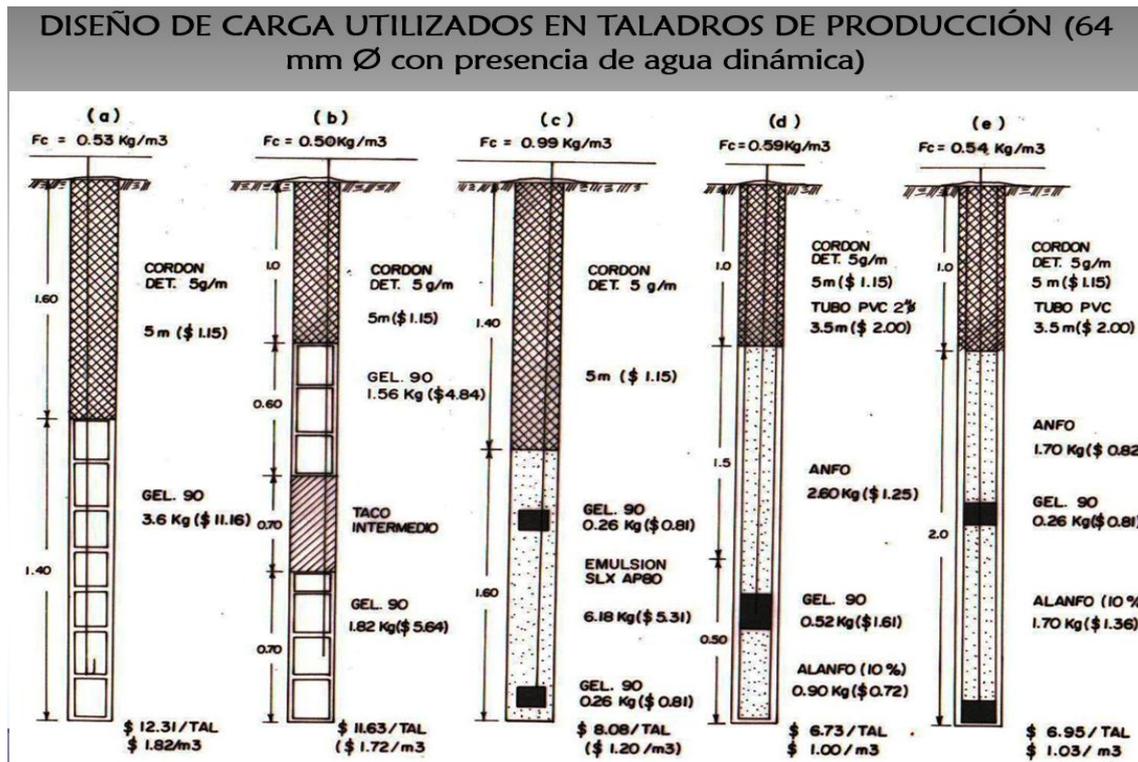


Figura 15: Diseño de carga utilizados en voladura de producción.

Fuente. Perforación y voladura de rocas UNMSM – Mucho 2010.

Según Bernaola, Castilla. Herrera H. J. (2012), perforación y voladura de rocas, Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas Laboratorio de Tecnologías Mineras de la Universidad Politécnica de Madrid. Las técnicas de perforación, además de la aplicación a la ejecución de perforaciones para voladuras, se emplean para multitud de aplicaciones, como puede ser la exploración, drenajes, sostenimiento, etc. La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.), las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm³. Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”. Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma

correcta. Asimismo una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para que el que fue diseñada.

2.3.16. Potencia de percusión

Dado que la única forma técnicamente aceptable de valorar un martillo perforador es su potencia de percusión y su eficiencia, es conveniente describir y analizar los aspectos que definen ésta potencia, las distintas formas que existen de medirla y los parámetros de los que depende.

La Figura 2.16, representa esquemáticamente el mecanismo de percusión de un martillo. Este mecanismo consta de una pieza móvil (pistón) que se desplaza con un movimiento de vaivén en el interior de una cámara (cilindro) por la acción que un fluido a presión (aire ó aceite) ejerce sobre una determinada superficie (área de trabajo). La longitud de este desplazamiento que en general es una constante de diseño se denomina carrera.

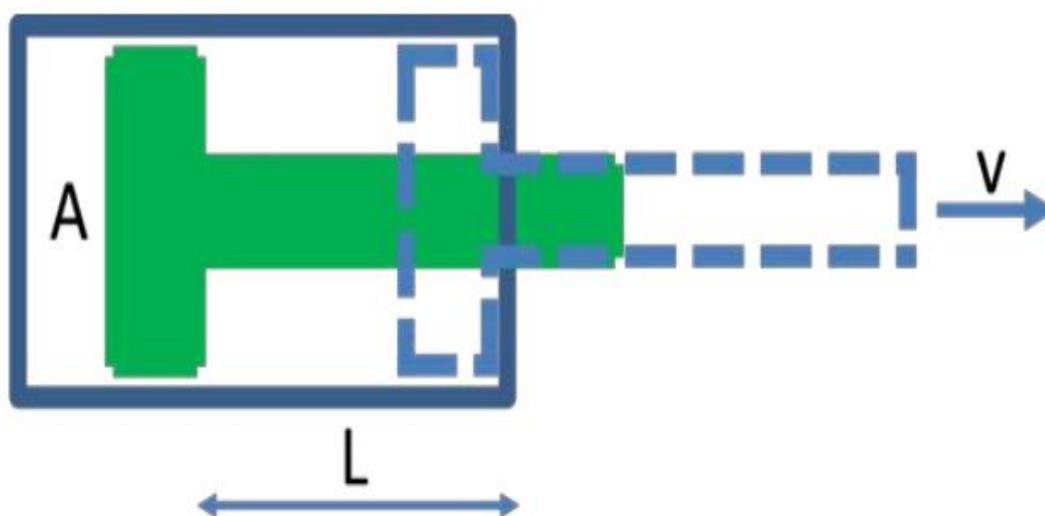


Figura 16: Potencia de percusión.

El cálculo de la energía de impacto “E” podría hacerse de dos formas:

Una primera sería haciendo el cálculo del trabajo realizado sobre el pistón mediante la siguiente expresión:

$$E_1 = P_m \cdot A$$

P_m = Presión media efectiva del fluido.

A = Área de trabajo del pistón.

L = Carrera.

2.3.17. Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca

Según Bernaola, Castilla, Herrera H. J. (2012, p. 135-137), Dentro del mecanismo de rotura de la roca son diversos los factores que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, pudiendo distinguirse efectos diferentes. Los diferentes factores pueden diferenciarse entre factores intrínsecos a la roca, o bien, factores propios de los explosivos a utilizar. Si bien, en una voladura no es posible actuar sobre los primeros (el macizo rocoso), el éxito de los resultados de una voladura pasará siempre por escoger el mejor explosivo para cada tipo de roca. Surge en muchas ocasiones el debate en determinar cuál es el mejor tipo de explosivo, existiendo diversidad de opiniones, pero la dificultad no viene en escoger el mejor explosivo, sino en escoger el explosivo más adecuado para el macizo rocoso a volar de acuerdo a su resistencia a la compresión uniaxial (RCU), Ver Tabla 2.1.

2.3.18. Influencia de las características de la roca

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del fenómeno de rotura y fragmentación. Generalmente se relaciona la volabilidad de una roca con su dureza. Una roca más dura exige una mayor cantidad de explosivo para ser volada.

Esto no es exacto pues además del término dureza se debe incluir el aspecto fragilidad. Una roca dura pero frágil (cuarcita por ejemplo) responde muy bien a esa onda primaria y en consecuencia sobre ella se producen importantes fisuras que en la segunda etapa del trabajo de los gases de explosión son ampliadas. La roca arranca y fragmenta fácilmente.

En el extremo opuesto, una roca blanda elástica absorbe la onda de detonación deformándose sin fisurarse y en consecuencia la actuación de los gases del explosivo en la segunda etapa queda disminuida. Un ejemplo muy ilustrativo de estos extremos se presenta en el uso de cargas de explosivo adosadas a rocas para su taqueo.

En este caso el trabajo de los gases es nulo pues la carga no se encuentra confinada. Su rotura se debe tan solo a la energía cedida a la roca por efecto de la onda de choque.

Tabla 1: Valores de resistencia compresiva uniaxial (RCU).

Valores orientativos de la RCS para algunos tipos de rocas.	
Tipo de Roca	Resistencia a compresiones (kg/cm2)
Caliza terrosa blanda	130-250
Caliza grano medio	400-450
Caliza dura grano fino	700-1200
Pizarras	120-200
Cuarcitas	400-600
Granitos	900-1800
Basaltos	400-900

Nota. Fuente. Bernaola, Castilla. Herrera H. J - 2012

Las rocas extremadamente duras pero frágiles rompen bien mientras que las rocas blandas elásticas apenas son fragmentadas. Otro aspecto importante de la roca es la relación con la forma de rotura, que se explica por su configuración o estratificación, que es propia del macizo rocoso. La existencia de planos de discontinuidad, fisuras en la propia roca, o su formación en estratos, facilita la labor de actuación de los gases de voladura al trabajar en ellas, además de sobre las creadas por la propia onda de detonación, como se muestra en la

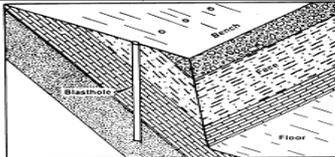
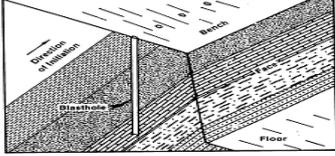
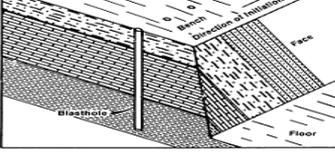
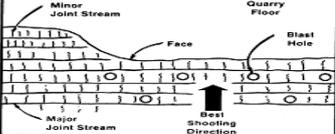
Estratificación	Posibles efectos	
Buzamiento hacia el frente	Sobreexcavación en cresta de banco	
Buzamiento hacia atrás del frente	Posible repié	
Paralela a los estratos	Estratos de distinta dureza: frente irregular	
Perpendicular a los estratos	Dirección óptima de salida de la voladura	

Figura 17: Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura.

Fuente. Bernaola., Castilla, Herrera H. J. (2012).

Esta existencia preliminar de fisuras puede ser una ventaja si se presentan en forma, dimensiones y situación en el espacio que coincidan con la granulometría que se desea obtener en la voladura. En caso contrario representarían un notable inconveniente.

2.3.19. Diseño de voladuras

Se entiende por voladura la disposición de un grupo de barrenos, en los que se ha colocado una cierta carga de explosivo y se inicia con una secuencia tal que se consiguen los resultados de fragmentación y desplazamiento deseados, sin afectar a elementos ajenos a la misma. Con esta definición no se especifica en dónde tiene lugar la voladura, siendo posible la ejecución de voladuras bien a cielo abierto o bien en interior (en trabajos subterráneos), teniendo cada una características diferentes. Además, en dicha definición se introducen varios conceptos que se desarrollarán de aquí en adelante, como son, entre otros:

Disposición de barrenos: ubicación de los taladros en la voladura.

- Carga de explosivo: cantidad de agentes explosivos por barreno.
- Secuencia: orden de detonación de los taladros.
- Fragmentación: distribución de tamaños de la pila de roca volada.
- Desplazamiento: movimiento de la pila de roca volada.

2.3.20. Parámetros de voladuras en banco

Antes de introducir cada uno de los conceptos anteriores es necesario establecer las definiciones de aquellos conceptos que se van a emplear de aquí en adelante en el desarrollo del diseño de voladuras, como se muestra en la figura **Figura 2.17**. De este modo, para una voladura a cielo abierto se pueden definir, entre otros conceptos, los siguientes:

Banco. Lugar donde se ubican los taladros de voladura que viene definido por la planificación establecida así como el método de explotación.

Altura de banco. Distancia vertical entre dos bancos adyacentes.

Ángulo del frente. Ángulo del talud definido entre dos bancos adyacentes. Puede expresarse bien con respecto a la vertical, o bien respecto a la horizontal.

Piedra. Distancia entre el barreno y la cara libre.

Espaciamiento: Distancia entre dos barrenos adyacentes en la misma fila.

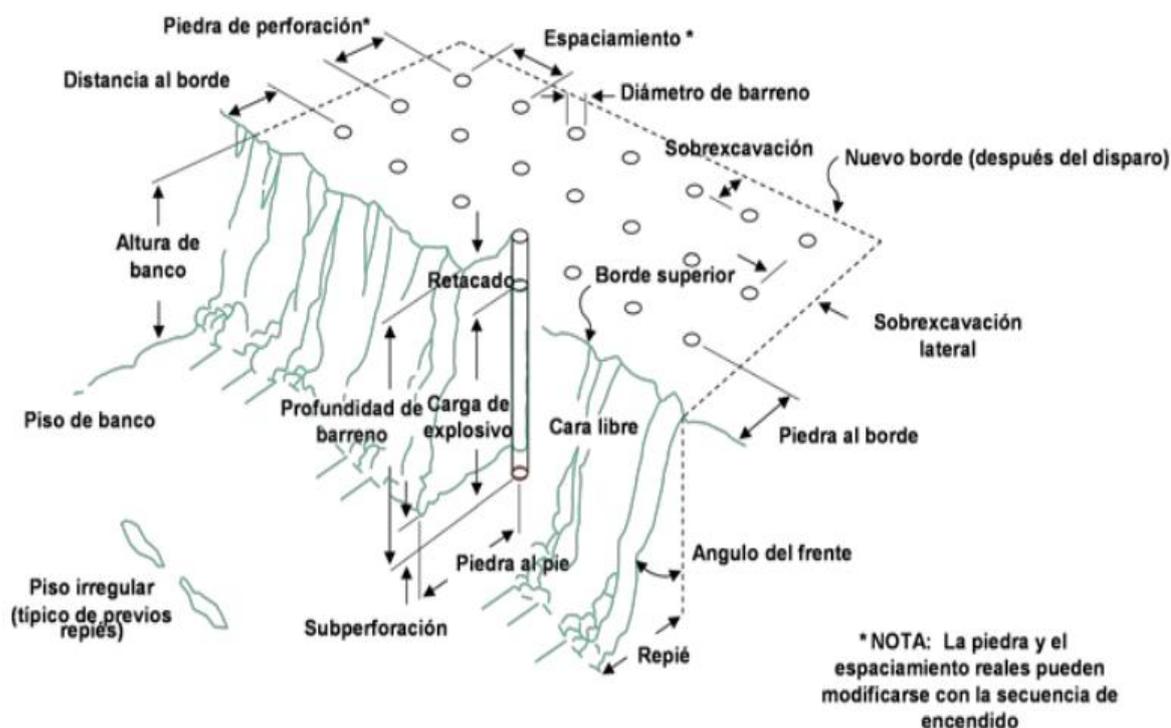


Figura 18: Parámetros de voladura de Banco

Fuente. Bernaola., Castilla, Herrera H. J. (2012).

2.4. Definiciones conceptuales

2.4.1. Explosivos

Los explosivos son una mezcla de sustancias: Una combustible y otra oxidante, que al ser iniciadas dan lugar a una reacción exotérmica altamente rápida generando productos gaseosos a alta temperatura, los que ocuparan un volumen mucho mayor.

2.4.2. Propiedades de los explosivos

Las propiedades básicas de un explosivo son:

- Densidad
- Resistencia al agua
- Sensibilidad
- Estabilidad química
- Balance de oxígeno
- Generación de gases

2.4.3. Tipos de explosivos industriales

Los explosivos están hechos de oxidantes y combustibles en una mezcla estable. Dándoles un estímulo suficiente, se descomponen violentamente liberando una gran cantidad de energía que llega a ser útil para quebrar la roca. En la mayoría de los explosivos comerciales, los oxidantes son principalmente nitratos, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación.

2.4.4. Tipos de explosivos industriales

Iniciadores y rompedores, productos a base de Pentrita (PETN) y TNT, mezcla que se denomina Pentolita.

Tipos:

- Iniciadores cilíndricos regulares.
- Rompedores cónicos.

Propiedades principales:

- Alta Velocidad de Detonación (sobre 7000 m/s).
- Mayor resistencia al fuego, impacto y fricción
- Efecto direccional, en el caso de los rompedores.

Usos principales.

Iniciadores de explosivos en perforaciones de gran diámetro. Reducción de bolones en labores abiertas y subterráneas.

2.4.5. Cono óptimo.

El problema de determinación del cono óptimo (aquél cuyo NPV es máximo), es en realidad un problema de determinación de la secuencia óptima de explotación.

Consiste en fijar una ley de corte y buscar desde la superficie del modelo hacia su interior, el primer bloque (o conjunto de ellos) que la supere. Cuando lo encontremos, se suma el valor neto de todos los bloques del cono que le(s) corresponde. Si el resultado es positivo, se eliminan todos los bloques implicados, y si no lo es, permanecen, se continúa la búsqueda del siguiente bloque y se trabaja de la misma

manera, descartando siempre de los conos, aquellos bloques eliminados con anterioridad.

Los parámetros usados para generar el cono óptimo son los nombrados a continuación:

- Costos unitarios.
- Valor de bloque
- Topografía.
- Angulo Inter Rampa (IRA).
- Ratio de descuento.

2.4.6. Diseño de *pit* final

La explotación se lleva a cabo de manera tridimensional por bancos descendente, con secciones transversales en forma tronco cónico, ajustándose al límite del cono óptimo.

2.4.7. Ancho operativo óptimo

Depende del espacio necesario para que trabaje a dos frentes la combinación de los equipos de carguío y acarreo a ser usados en el proyecto. Para un cargador frontal es necesario 40 metros y para una pala el ancho, mínimo, necesario es de 60 metros.

2.4.8. Ancho de rampa

Las pistas de transporte se adaptan a los taludes finales, o en actividad, permitiendo el acceso a diferentes cotas. El ancho de las rampas, según recomendación del Ministerio de Energía y Minas es de 3.5 veces el ancho del camión más grande que transite por dicha rampa. Para este proyecto será de 25 metros.

2.4.9. Altura de banco

Es la distancia vertical entre dos niveles, o lo que es lo mismo, desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo.

La altura del banco se establece, generalmente, a partir de las dimensiones de los equipos de excavación y carga, las características del macizo y las exigencias de selectividad.

2.4.10. Berma

Es el espacio que se encuentra entre el pie del banco superior y la cresta del banco inferior.

2.4.11. Planes de minado

Los planes de minado buscan la secuencia con mayor valor actual neto y la secuencia que equilibra las capacidades de mina. En función del número de bancos del pit final, de las fases de explotación y de los periodos de tiempo que configuran la vida de la explotación, y teniendo en cuenta los ritmos de producción y las restricciones geométricas impuestas entre las fases, el algoritmo, a usarse en esta optimización busca de forma heurística, secuencias que cumplan con las restricciones anteriores, escogiendo finalmente la de mayor NPV. El algoritmo no puede garantizar que la solución sea la mejor posible, aunque en general, si en los entornos de la solución maximizada las variaciones son suaves, el resultado estará cercano al óptimo buscado.

2.4.12. Métodos y equipos de perforación

Existen distintos métodos de perforación de rocas, diferenciados principalmente por el tipo de energía que utiliza (Ej. mecánicos, térmicos, hidráulicos, etc.). En minería y en obras civiles, la perforación se realiza, actualmente, utilizando energía mecánica.

2.4.13. Métodos de perforación de rocas

Actualmente, en trabajos de minería tanto a rajo abierto como en minería subterránea y en obras civiles, la perforación se realiza utilizando energía mecánica, lo que define distintos métodos de perforación y componentes de perforación.

Los principales componentes de un sistema de perforación de este tipo son:

Perforadora, fuente de energía mecánica.

- Varillaje, medio de transmisión de dicha energía.
- Broca o bit, herramienta útil que ejerce energía sobre la roca.
- Barrido, efectúa la limpieza y evacuación del detrito producido.

2.4.14. Clasificación de las perforaciones

Según el método mecánico de perforación

2.4.15. Métodos rotopercutivos

Son muy utilizados en labores subterráneos y trabajos menores en minería a cielo abierto (precorte), tanto si el martillo se sitúa en la cabeza como en el fondo de la

perforación. En este método tiene lugar la acción combinada de percusión, rotación, barrido y empuje.

2.4.16. Perforación rotopercutiva

Corresponde al sistema más clásico de perforación de rocas, utilizado desde el siglo XIX. En este tipo de perforación se emplea la acción combinada de percusión, rotación, empuje y barrido, ya sea en equipos manuales para labores menores (pequeña minería y obras civiles de poca envergadura) o mecanizados (principalmente en minería subterránea de gran escala y en obras civiles de gran envergadura, como la construcción de una caverna o túnel carretero.

Las principales ventajas de este método de perforación en comparación al método rotativo, son:

- Es aplicable a todos los tipos de roca, desde las más blandas hasta las más duras.
- Permite una amplia gama de diámetros de perforación (desde 1" hasta 8"), en el caso de perforación mecanizada, los equipos tienen gran movilidad (la perforadora puede ser montada en camiones sobre ruedas).
- Requiere de una persona para operar la perforadora.

2.4.17. Métodos rotativos

Se subdividen en dos grupos, según si la penetración en la roca se realiza por trituración (triconos) o por corte (brocas especiales).

El primer sistema se aplica en rocas de dureza media a alta y el segundo en rocas blandas. En este tipo de perforación no existe la percusión.

2.4.18. Perforación manual

En este tipo de perforación se usan equipos ligeros operados por perforistas. Este método se utiliza en trabajos de pequeña envergadura, donde, principalmente por dimensiones, no es posible usar otras máquinas o no se justifica económicamente su empleo.

2.4.19. perforación mecanizada

En una perforación mecanizada, los equipos van montados sobre estructuras llamadas orugas, desde donde el operador controla en forma cómoda todos los parámetros de perforación.

2.4.20. Equipos de perforación manual

Es el sistema de perforación más convencional de perforación, utilizado por lo general para labores puntuales y obras de pequeña escala debido principalmente a la facilidad en la instalación de la perforadora y a los requerimientos mínimos de energía para funcionar (un compresor portátil).

Esto permite realizar labores de perforación en zonas de difícil acceso sin que sea necesario personal muy experimentado para la operación y mantención de las perforadoras, lo que significa un menor costo por metro perforado.

2.4.21. Herramientas de perforación

Existen básicamente dos tipos de herramienta: trépanos cortantes y trépanos triturantes. Los primeros consisten en una herramienta provista de elementos aguzados, con filos de diversas geometrías, que ejercen sobre la roca una acción de corte o desgarre. Su aplicación es sólo posible en formaciones rocosas blandas o semiconsolidadas, tales como material de relleno fluvial, suelos u otros. Los trépanos triturantes están conformados por tres rodillos endentados, de forma cónica, que ruedan sobre el fondo del pozo, fracturando la roca por un proceso de indentación y corte. En las aplicaciones mineras con fines de fragmentación de rocas, en la actualidad se utilizan exclusivamente los trépanos triturantes, conocidos con el nombre de triconos. Aunque la introducción de esta herramienta se remonta a los primeros años del siglo XX (1910) en la perforación de pozos petrolíferos, sólo a partir de los años 60, cuando aparecen los primeros equipos rotativos en las grandes minas a cielo abierto se inicia una investigación y desarrollo muy intensivo en cuanto a su perfeccionamiento tanto en calidad como en su diseño.

2.4.22. Plan de voladura

Este plan está basado en el tamaño de fragmentado que deseamos tener, y la primera condición es la chancadora, acepta un fragmento de 60cm como tamaño máximo, la

segunda restricción que tenemos es la dureza de la roca, la cual nos obliga a utilizar explosivos de alta velocidad de detonación, o cual eleva el costo de explosivos, sin embargo en el contexto general si obtenemos una buena fragmentación el gasto elevado en explosivos se ve recuperado en el menor trabajo de la chancadora, la cual requiere de menor energía para triturar los fragmentos. Otras condición son la temporadas de lluvias, que obliga a utilizar ANFO pesado con mayor proporción de emulsión para que el explosivo sea resistente al agua, mínimo 72 horas en el taladro.

2.4.23. Estadística para el material a volar

En esta parte se muestra los tonelajes que debemos disparar abastecer los equipos de carguío, por lo tanto debemos de volar tanto mineral y desmonte como nos solicita el plan de largo plazo. El mineral y desmonte que debemos disparar esta discriminado por cada tipo de roca tanto en la zona de mineral como en desmonte, lo cual nos permite ahorrar en el uso de explosivo.

Cada malla antes de ser volada es monitoreada a través de la velocidad de penetración de la perforación, con este factor se obtiene la resistencia uní-axial de la roca, cada mala se desarrolla su índice de volabilidad para afinar el factor de carga, el tamaño del fragmento promedio que vamos a obtener para cada tipo de roca y tipo de explosivo a utilizar para ese propósito.

2.4.24. Métodos de la voladura controlada comúnmente usados

Los que más se usan en la minería nacional e internacional, son las siguientes:

- Perforación en línea (*Line drilling*)
- Pre-corte (*pre-splitting, preshearing, pre-slotting or stress relieving*)
- Pre-corte con espaciamiento de aire (*air deck pre-splitting*).
- Voladura de recorte.
- Voladura lisa (*smooth blasting*).
- Voladura suave (*cushion blasting*).
- Voladura amortiguada (*buffer blasting*).

2.4.25. Pre corte (*pre-splitting, preshearing, pre-slotting or stress relieving*)

Consiste en crear un plano de contacto o de fracturas en el macizo rocoso, antes que los disparo de producción hayan sido iniciados, y esto se lograra perforando una fila

de taladros generalmente de diámetros pequeños, los cuales son cargados con MEC desacopladas.

Se debe mencionar que la iniciación de los taladros del pre corte puede efectuarse simultáneamente con los taladros que conforman los taladros los disparos de producción, pero la detonación de los primeros deben ser entre 90 a 120 m de adelanto.

Es perforar una fila de taladros cercanamente espaciados y con un ángulo correcto con respecto al límite de la excavación planeada, dichos taladros son ligeramente cargados con MEC adecuadas; los cuales deben ser detonados, instantáneamente antes que el disparo de producción sea iniciado. Lo anterior generara una falla tensional, la cual creara una fractura entre taladro y taladro, la cual permitirá la disipación de las fuerzas y la expansión de los gases que provienen del disparo de producción.

HOLMES, define esta técnica: “Es la creación en el macizo rocoso de una superficie plana o plano de cizallamiento mediante la utilización controlada de las MEC y sus accesorios en taladros con un alineamiento y espaciamientos adecuados.

2.4.26. Objetivos voladura de pre corte

Entre los principales objetivos de esta técnica, se tiene:

- Reducir el fracturamiento hacia atrás
- Controlar el talud de las paredes finales del pit, de las chimeneas, galerías, canteras, bancos, etc.
- Aislar el disparo de producción de la roca remanente mediante la creación de una fisura a lo largo del perímetro del disparo. Esto se consigue perforando una fila simple de taladros paralelos y cercanamente espaciados ubicados en el perímetro de la excavación; luego dichos taladros deben ser cargados y detonados adecuadamente y en forma simultánea y antes de la detonación del disparo de producción.
- Obtener un plano de fracturamiento previo a la voladura de producción sin tener una cara libre hacia dicho plano de fracturamiento.
- Los espaciamientos entre los taladros de la fila del pre corte son menores que los que se usan por otras técnicas de voladura controlada.

- Los costos de perforación serán menores en \$/ML perforado.
- No es necesario volver a disparar en taludes y/o paredes después de haberse efectuado la primera excavación.
- En algunas operaciones mineras donde se ha empleado el pre-corte se han obtenido buenos resultados, aun en macizos rocosos muy fracturados e incompetentes.

2.4.27. Ventajas voladura de pre corte

Las ventajas importantes que ofrece esta técnica, son las siguientes:

- Reduce el excesivo fracturamiento del macizo rocoso.
- Se obtiene paredes y límites finales más limpios y estables.
- Se necesita perforar menor número de taladros que son necesarios cuando se usa otras técnicas de voladura controlada.
- Se reduce el nivel de vibraciones producidos por la detonación del disparo de producción.

2.4.28. Desventajas voladura de pre corte

Las desventajas más saltantes de esta técnica son las siguientes:

- La perforación de los taladros que conforman la fila del pre corte debe ser efectuada con mucho cuidado, y ellos deben estar muy bien alineados, y por lo tanto, esta operación es lenta y costosa.
- El carguío de los taladros de la fila del pre-corte toma mayor tiempo que el carguío de los taladros de producción.
- Los resultados del pre-corte son muy difíciles de determinar hasta que la excavación principal sea completada hasta las paredes finales.
- Desde que el pre-corte es generalmente efectuado antes que los disparos de producción, no es posible tener un conocimiento cabal de las condiciones locales de la roca, que recién se conocerán después de efectuarse los disparos de producción correspondientes.
- Se requiere mayor perforación que en la técnica de voladura controlada lisa o uniforme (*smooth blasting*)

2.5. Aspectos generales de Unidad Minera Tacaza- CIEMSA

2.5.1. Ubicación y acceso:

Unidad Minera Tacaza se ubica en la comunidad de Choroma, distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, departamento de Puno. Las coordenadas centrales son 314750E, 8271500 y altura de 4300 m.s.n.m, ver Figura 2.18.



Figura 19: Infraestructura general de U.M. Tacaza-CIEMSA.

Fuente. Elaboración propia.

2.5.2. Accesos hacia la U.M. Tacaza

La unidad minera Tacaza es accesible desde la ciudad de Juliaca por la vía terrestre inter regional Juliaca-Arequipa km 234.

Siendo el tiempo estimado de llegada 1 hora y 20 minutos, recorriendo 80 km. El siguiente cuadro indica la vía de acceso de Juliaca a la mina Tacaza, ver Tabla 2.3.

Tabla 2: Vía de acceso de Juliaca a la Mina Tacaza.

RUTA	KM	TIEMPO	ESTADO DE VIA
JULIACA – SANTA LUCIA	62	1.00 HORAS	ASFALTADA
SANTA LUCIA - OCORACHI	16	18 MINUTOS	ASFALTADA
OCORACHI -TACAZA	2.10	10 MINUTOS	

Nota. Fuente. U.M.T– CIEMSA” 2016

2.5.3. Unidad Minera Tacaza

En octubre de 1995 Cia. Minera La Esperanza hizo la exploración e emitió un informe llamado Tacaza Project.

En setiembre del 2008, CIEMSA inicia un programa de exploración en la concesión San Salvador 27, con nombre proyecto Tacaza.

En Junio del 2010 empieza sus operaciones como Unidad Minera Tacaza, a la fecha ya se llegó a 7 años y 10 meses de operación como mina plena producción conforme a las normas legales vigentes cuidando el medio ambiente y su entorno social

La empresa CIEMSA, a través de su unidad minera Tacaza, ha estado explotando las reservas minerales que se encuentra en el sector Tacaza de la concesión San Salvador 27. Iniciando su campaña exploratoria a inicios del año 2010 y entrando en operación a mediados del mismo año.

El yacimiento explotado, consiste en un manto mineralizado de 25 m de potencia promedio. Extrayendo dos menas económicas: Calcosina y Covelita, que de por si representan el aspecto económico del depósito.

Las operaciones de unidad minera Tacaza vienen llevándose a cabo con altos estándares ambientales, además que es una unidad que no ha tenido muchos problemas socio-ambientales, con las comunidades que lo rodean.

Es más, esta empresa y esta unidad, están al servicio del desarrollo y progreso de sus comunidades influyentes.

2.5.4. Clima

El clima de la zona es típica de las zonas alto andinas, se caracteriza por ser seco y frígido en la estación de otoño y húmedo, lluvioso en la estación de verano. Variando la temperatura entre -6 °C a 15 °C, dependiendo de la estación en que se encuentre.

2.5.5. Vegetación.

El proyecto se extiende en un área de con una serie de hondonadas quebradas que se recorren, siendo además un área de cambios de declive, la vegetación de la zona se caracteriza por crecer a altitudes elevadas con respecto al nivel del mar, tales como la chilligua, tola, flores silvestres, variedad de cactus, keñua, otros.

2.5.6. Aspectos geológicos

2.5.7. Geología regional

Regionalmente el estudio se encuentra en la cordillera Occidental de los andes del sur del Perú, distinguiéndose dentro del dominio magnético del arco principal de bajo de la discontinuidad de la cordillera de la costa.

Las rocas que componen el Cenozoico del sur del Perú, son sedimentos molásicos, vulcanoclásticos y rocas volcánicas andesíticas o dacíticas.

En el distrito de Santa Lucia predominan las secuencias volcánicas andesíticas, vulcanoclásticas, tufáceas e ignimbritas cuyo desarrollo corresponderían al grupo Tacaza (Fm. “Llallahuimás joven”) y grupo Palca, suprayacente se tiene el grupo Sillapaca, e imfrayacente se tiene al Grupo Puno (extensivas secuencias molásicas areniscas arcósicas. conglomerados. limolitas.calizas y tufos).

El área está dentro de dos fallas paralelas que corresponden al rio Verde y Lagunillas dirección NNO-SSE, siendo el fallamiento general en bloques de movimiento tanto vertical muy escaso y horizontal con predominio NNE.N-S y NO-SE, principal mente teniendo las secuencias volcánicas una dirección de buzamiento general al SSO y NNO.

Las secuencias volcánicas son del Terciario(Eoceno) y del Cretásico superior, datándose la mineralización dentro del Oligoceno(Clark et al ,1991), tal como se puede observar en Figura 19, de periodos terrestres en Tacaza.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICO	CUATERNARIO	Pleistoceno	Gpo. Sillapaca	Flujos de lavas andesíticas porfíricas y domos de lava.	
		Plioceno			
	NEOGENO	Mioceno	Sup. 100-150m	Gpo. Palca	Intercalación sedimentaria de areniscas de origen volcánico con material de explosiones volcánicas (surges) Tobas líticas basales y toba de cristales con relictos y pómez (ignimbritas)
			Inf. 180-200m		
		Oligoceno	Sup.	Gpo. Tacaza	Rocas volcánicas y volcano-sedimentarias contacto entre unidades pre y post Tacaza discordante con el Gpo. Puno y para conforme las tobas del Gpo. Palca.
			Med.		
			Inf.		
	Eoceno	Inf. 90-350m.			
	PALEOGENO	Paleoceno	100-3000m	Gpo. Puno	Arenisca rojas y conglomerados polimicticos en bancos medios a gruesos con estructura interna sesgada y paralelas y laminaciones finas, se encuentra discordante con lavas afánicas del Grupo Tacaza (Córdova 1986 y Carlotto 1998).

Figura 20: Periodos de Cenozoico Tacaza
 Nota. Fuente. Área geología de U.M.Tacaza - CIEMSA.

2.5.8. Geología estructural

El dominio estructural del área, es un fallamiento regional NO-SE, y localmente, fracturamientos menores que no han afectado sustancialmente a la secuencia volcánica; siendo el salto vertical apenas de unos metros. Preferentemente son del tipo normal, los fallamientos principales. Siendo los rumbos preferentes Norte-Sur, Nor-Noroeste, y Nor-Este considerando el mismo orden, del más joven al más antiguo. El dominio estructural también de la zona de interés preferente es de un tectonismo en donde el plegamiento ocasionó sinclinatorios y anticlinorios (sinclinales y anticlinales sin forma) en el orden de las centenas de metros; Con ejes direccionados al Noreste y Este-Oeste, estos plegamientos muy locales estarían dentro de la discordancia que corresponderían a la fase quechua D1 y D2 denominadas post Grupo Puno-Pre Grupo Tacaza (cordillerana, de 30m.a.) ;e intra-Tacaza y Pre Grupo Palca (22m.a.).

La fase intra -Tacaza aquí se encuentra expuesta en plegamiento con inclinaciones que van entre 15 y 25 grados preferentemente discordantes al grupo Palca ignimbrítica (Oscar Palacios al INGEMMET, proyecto integrado del sur).La mineralización guarda relación directa con el dominio estructural de fallamientos de dirección NNE hasta SE,

por donde migraron las soluciones mineralizantes depositándose en rocas pórfido-andesíticas reactantes u hospedantes.

2.5.9. Geología local

La geología local presenta una secuencia de:

- Rocas piroclásticas (TR)
- Tobas brechas (Tbx)
- Aglomerados volcánicos y
- Toba andesítica porfirítica augítica (Tph).

Estas rocas pertenecen al Grupo Tacaza de edad Oligoceno superior Tardío al Mioceno Medio esto quiere decir el depósito o yacimiento Tacaza se localiza cerca al techo del Grupo Tacaza.

El yacimiento mineralizado se encuentra en el Grupo Tacaza, siendo las secuencias volcánicas del tipo andesítico, tufos areno-arcillosos y aglomerados litoclásticos de hasta de un metro. La lito-estratigrafía establecida en el estudio de exploración, como los detalles, son como sigue:

2.5.10. Mineralogía

Las secuencias volcánicas andesíticas del depósito posee una zona de oxidación bien marcada con minerales supergénicos típicos, así como: la malaquita, calcosita (digenita, covelita y algo de bornita observadas en secciones pulidas de acuerdo a informes mineralográficos precedentes, así como en el campo y propio del registro mineralógico del ripio de la perforación exploratoria realizada), las que se encuentran muy diseminadas en planos de fracturas juntas y en los halos contiguas a estructuras mineralizadas. La mineralización es difusa a escala muy pequeña (en el muestreo se tiene en el orden del milímetro hasta las 10 micras de acuerdo a los estudios mineralográficos realizados), en el caso de cobre nativo y carbonatos está encima del milímetro a decímetros. En las vetillas se tiene gran cantidad de óxidos de fierro y carbonatos en forma de texturas coloidales, reniforme; aledañas a ellas se tiene venillas secundarias alineadas con la misma característica, que van en el orden de los decímetros a milímetros, estas se muestran más claramente en los aglomerados.

La alteración principal es carbonatación, en cierto grado argílico, preponderando principalmente en los aglomerados y aglomerados tufáceos, en las andesitas microamigdalares y en los halos de estructuras mineralizadas. En las secuencias volcánicas andesíticas porfiríticas se observa que los fenocristales de augita que están siendo biotizados y finalmente hematizadas, otros casos los feldespatos pasan a sericita, pero escasamente apreciable; en las andesitas mineralizadas unidad(6) se la encuentra muy finísimamente intercrecida con pirita muy escasa.

El nivel correspondiente donde se encuentra el depósito de sulfuros secundarios marginal superior de emisión epítermal de muy baja temperatura en donde prepondera la calcocita, covelita, calcopirita muy fina (menos de 500 micras al milímetro), pátinas de bornita en escasas zonas enriquecidas. La pirita aparentemente fue fuertemente oxidada quedando solo sus trazas en forma de disseminaciones hematizadas o en determinados sectores predominantes con calcopirita subordinada. De acuerdo al mallado de perforación final define una área mineralizada de aproximadamente 25m de espesor que corresponde a una franja enriquecida de calcocita-calcopirita-pirita-calcita (galena-esfalerita). Infrayacente se tiene un halo o nivel de cobre que es discontinua su presencia e incrementó. Delimitando la zona de reducción y oxidación no muy bien fijada su profundidad promedio.

2.5.11. Geología del yacimiento

- El yacimiento está emplazado en manto mineralizado como control litológico, presenta un horizonte de manto principal disseminado y relleno de espacios vacíos por minerales de cobre porque la roca lo permite, la roca es permeable y porosa controlado por falla local de desplazamiento normal que se determinó por un desplazamiento al rededor 10m y fallas adyacentes transversos.
- El control de las Tobas re-trabajadas de granulometría no bien clasificada alrededor de 30m. Debajo se encuentra el manto principal o productivo consistente de una toba brecha y aglomerado volcánico sumí-soldados, con potencia económica hasta 24.0 m. Al piso del manto se presenta nuevamente un estrato de Tobas re-trabajadas con granulometría mal clasificada, sirve de estrato guía para delimitar el Manto Principal.
- Finalmente en profundidad se encuentra toba brecha moderada a fuertemente soldadas del manto inferior.

- Debajo de toba brecha soldada (manto inferior) se presentan secuencias repetitivas de tobas re-trabajadas y tobas brecha.

2.5.12. Alteración – mineralización

La alteración hidrotermal está dada por carbonatación, débil a moderada agilización y notoria propilitización. Tratándose de mineralización de Cobre, se presenta las 3 típicas zonas de mineralización:

- **Zona de oxidación.** Se encuentra en los afloramientos y cerca de la superficie del manto, profundizan 6.50m hasta 9.50m. Y lateralmente alcanza hasta 50.0m. Se presenta principalmente malaquita, azurita y tenorita, escasa presencia de cobre nativo y limonita, los valores de cobre son variados, alcanzando 5.50% Cu.
- **Zona de enriquecimiento secundario.** Se localiza a continuación de la zona de óxidos, es donde se presentan los mejores valores de cobre y da valor a la Mina Tacaza. La mineralización está dada mayoritariamente por calcosina, covelita, digenita, y menos presencia de sulfuros de plomo y plata.
- **Cancha de baja ley.** Es la parte más profunda del manto, donde los valores de cobre, plata y otros elementos se presentan sin variación desde la formación del yacimiento, en el gran tajo de la U.M. TACAZA los estratos se presentan ondulante en rumbo y buzamiento, predominando NW e inclinándose al SE. III materiales e insumos.

2.6. Operación mina *open pit* – Tacaza

2.6.1. Desarrollo y preparación

Consiste en los trabajos previos que se realizan para llegar al mineral desde la superficie. En una mina superficial, se tiene que hacer los trabajos de desencape, para llegar hasta el mineral posteriormente se realizan los trabajos de accesos para la extracción del mineral y el desmonte. El desarrollo y la preparación en minería superficial es uno de los pasos y requisitos fundamentales para realizar la explotación del mineral. El desarrollo abarca desde el desarrollo de infraestructura mina, ver Figura 2.19, como:

- Accesos a frentes o bancos.
- Carreteras que conecten los tres procesos productivos.
- Equipos – Maquinarias y personal.
- Zonas de Protección y seguridad.

- Sistemas de Drenaje.
- Campamento minero.
- Planta concentradora, etc.
- Botaderos, canchas de relaves.

A ello agregar los trabajos, que nos llevan a la transición de la explotación. En minería superficial se consideran el desbroce o pre producción, pruebas pre liminares para mejorar flujos y optimizar recursos.

El desarrollo y la preparación toma mucho tiempo realizarlos, decir cuánto dura es un poco arbitrario, sin embargo este durara de acuerdo a la política de la empresa y el plan de planeamiento correspondiente.

Es una de las actividades del proceso productivo que se encarga de despejar y mitigar todas las actividades que pudieran romper el flujo constante de la producción o explotación, ya que la producción debe caracterizar por ser la actividad más regular o constante posible.



Figura 21: Infraestructura de recuperación metalúrgica de U. M. Tacaza-CIEMSA.

Fuente. Elaboración propia.

2.6.2. Métodos de explotación

Se realiza por el método de tajo abierto “open pit” la producción que se alcanza es de 1200 TMD de mineral con lo que se abastece a la planta luego de realizado el cabeceo

La explotación en minería superficial se realiza mediante bancos a razón descendente, el cual mantiene especificaciones de diseño que optimizan costos, flujos y recursos. En las minas superficiales los trabajos se realizan en superficie. La extracción de mineral, por ahora se concentra en el Tajo Central, programada su expansión en dirección sur, hacia lo que se conoce hoy el Tajo José María.

2.6.3. Parámetros de minado:

- Altura de banco : 5 m
- Ancho de banco : 5 – 7 m
- Angulo de minado : 75°
- Angulo promedio pit final : 55°
- Rampa : 10 %
- Longitud de perforación : 3 - 5 m /tal.
- Sobre-perforación : 0.50 m
- Diámetro de taladro : 3.0”(3.5”)
- Burden : 1.5 m en mineral
- Espaciamiento : 1,8 m en mineral
- Burden : 2.5 m en Desmonte.
- Espaciamiento : 2.5 m en Desmonte.

Ley de cabeza: 1.10 % CU

2.6.4. Costo operacional total.

Este costo es de aproximadamente \$3.579 por TM en mineral y \$2.97 en desmonte como se detallara en el siguiente cuadro

2.6.5. Perforación.

La perforación se hace con el objeto de volar cierta porción de roca o mineral, ya sea en un frente o en un stope o tajeo, para lo cual analizamos primero la roca y luego perforamos una serie de taladros, de modo que nos permita usar relativamente poco explosivo para poder volar un gran volumen, por lo que cualquier buen resultado de la voladura es mérito de una buena marcación de la malla y su adecuada perforación, ver Figura 2.20. El principio de perforación es realizado por rotación y empuje (giro y peso)

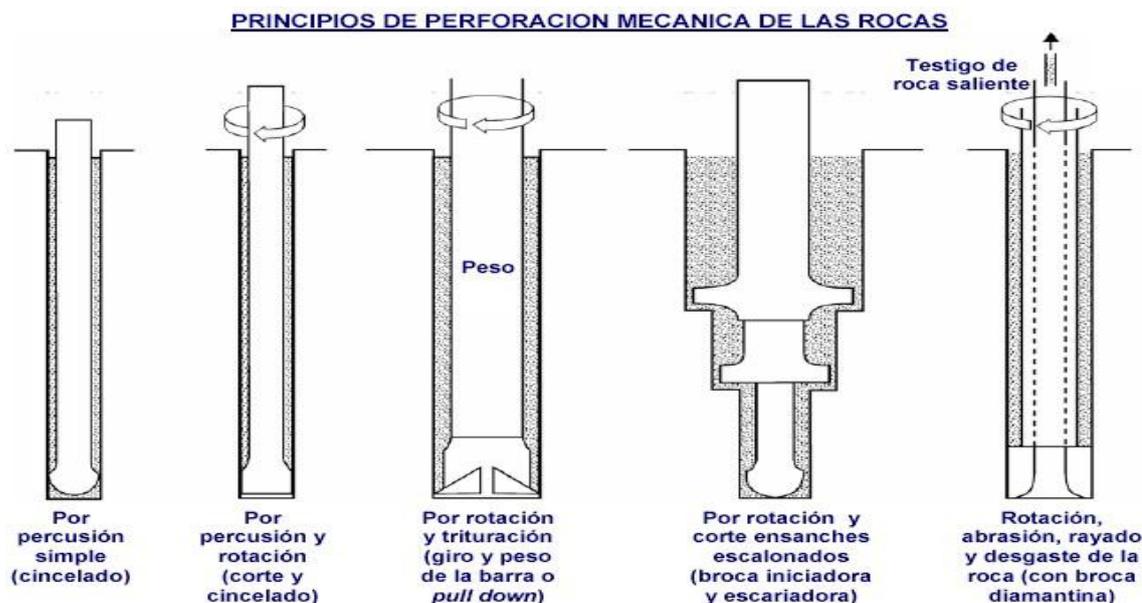


Figura 22: Principios de perforación mecánica de rocas.

Fuente. EXSA 2005.

2.6.6. Equipos de perforación

En lo que es perforación, se realiza con dos unidades de *TrackDrill*, ambos de marca *IngersollRand*, los cuales operan a cargo de la contrata minera “COEMPSA”, En esta etapa de perforación se hace con un planeamiento detallado y establecido en donde las longitudes de taladro son diferentes para cada zona.

La perforación que realiza la U.M. TACAZA se caracteriza por el uso de:

- Perforadora *trackdrill* neumática sobre orugas, asistida con una compresora y el diámetro del taladro que se usa es de 3” con una profundidad promedio de tres a cinco metros.

En lo que se refiere a la malla de perforación normalmente se trabaja como sigue:

- Malla mineral = 1.5 m x 1.8 m.
- Malla desmonte = 2.5 m x 2.5 m.

La malla que se utiliza es una malla triangular con la que no se ha tenido ningún tipo de problema pero anteriormente utilizaron otros tipos de malla como la malla rectangular y la malla cuadrada, ver Figura 2.21.

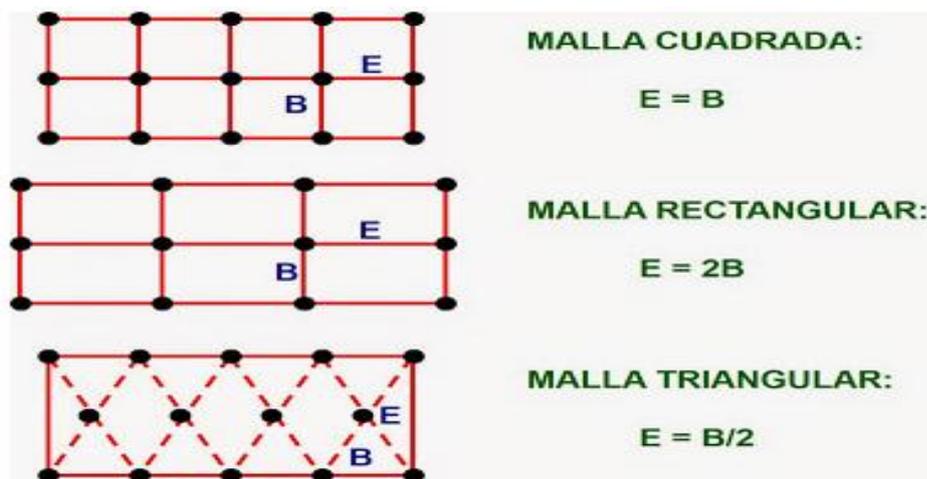


Figura 23: Tipos de malla de perforación.

Fuente. U.M.Tacaza – CIEMSA.

2.6.7. Factores que influyen en el rendimiento de perforación

Los factores que influyen en el rendimiento de perforación son: factores variables, factores geométricos, factores de perforabilidad y factores de servicio y operación.

2.6.8. Factores variables

Comprende:

- Perforadora.
- Barra, de acuerdo a su tamaño.
- Broca, que dependerá del tipo de roca (fracturada, competente, abrasiva).
- Flujo de barrido.

2.6.9. Factores geométricos

Comprende:

- Diámetro de taladro
- Longitud
- Rectitud y/o inclinación

2.6.10. Factores de perforabilidad

Dependiendo del macizo rocoso comprende:

- Propiedades físico-mecánicas
- Características geológicas, estratificación, fallas, etc.
- Tensiones internas, precisión del recubrimiento, presión de fluidos, etc.

2.6.11. Factores de servicio y operación

- Montaje y tamaño de la máquina.
- Condiciones climatológicas.
- Formación del personal (capacitación en cuanto a uso de maquinaria).
- Tipo de energía disponible.
- Supervisión.
- Tamaño de la operación.
- Organización de trabajo.
- Mantenimiento y conservación del campo.

2.6.12. Perforación con *trackdrill*

Las perforadoras *trackdrill* utilizan la roto-percusión como mecánica de penetración un factor importante a considerar en este tipo de perforación es el tipo de roca, sus características o propiedades con lo que se define el diámetro de taladro que en este caso ya está establecido que es de 3", profundidad de taladro que varía de tres a cinco metros la roto percusión se basa en rotar una broca ya sea de botones o de insertos, y a la vez activar un martillo que da el avance.

Este tipo de perforación usa energía neumática para producir la rótula, esta energía es suministrada por una compresora

2.6.13. Características de la perforadora.

- Marca y modelo: *trackdrill*
- Tipo: martillo de fondo – neumático
- Tipo de avance: cadena

Dimensiones de varillaje y broca:

- Longitud de barra: 3.20 metros
- Longitud de martillo: 1.00 metro
- Tipo de broca: botones
- Diámetro de broca: 3 pulgadas

Compresora:

- Marca y modelo: *Ingersoll-rand*

- Velocidad de motor: 1850 RPM
- Presión neumática: 84 PSI (579,2 KPA)
- Consumo de petróleo: 55 Gal/día

Lubricación:

- Comprensora: mobil grado 40
- Motor: multigrado 15W-40
- Perforadora: allmo 525
- Consumo de aceite: 0.5 gal/ día
- Combustible: 5,00 gal/día.

2.6.14. Voladura

La finalidad de realizar una voladura es de romper y de mover material útil o económico con el fin de tratarlo y obtener utilidades, el tamaño máximo de mineral requerido en la planta es de 3 pulgadas, razón por la cual esta actividad es realizado con sumo cuidado. El explosivo principal utilizado en la actualidad es el ANFO con energía/peso de explosivo 711 kcal/kg; se está trabajando con FAMESA, las pruebas se ha realizado con Examon P y Examon V de EXSA. La voladura es un campo bastante amplio el cual considera factores como:

- La influencia de las propiedades de la roca en la fragmentación.
- Criterios de selección de explosivos.
- Variables de diseño de voladura.
- Disposición geométrica de los taladros.
- Tiempos de retardos.

Todos ellos constituyen los principales problemas en la práctica de voladura .la expansión de la minería a cielo abierto y el perfeccionamiento de las máquinas de perforación han hecho que se tome más énfasis .seguidamente presentamos aspectos teóricos utilizados en voladura.

2.6.15. Elementos básicos en el diseño de bancos

Altura de banco (H). Que es la distancia vertical desde la superficie superior (cresta) a la inferior (piso).

$$H = 5 * D.$$

D: diámetro de taladro en pulg.

2.6.16. Criterios de selección de explosivos

Intervienen los siguientes factores en la selección de explosivos: Precio del explosivo, diámetro de carga características de la roca.

2.6.17. Precio del explosivo

Criterio de selección muy importante, inicialmente hay que seleccionar el explosivo más económico que pueda cumplir con el trabajo a realizar, el explosivo más barato que se encuentra en el mercado es el ANFO. Lo que caracteriza a este agente son la seguridad en su traslado (maniobrabilidad). la facilidad de almacenamiento, etc.

2.6.18. Diámetro de carga

En el uso de explosivos cuyas velocidades de detonación varían en relación directa con el diámetro, considerar lo siguiente:

- Los taladros con diámetro inferior a 50mm emplear hidrogeles, o dinamitas encartuchadas.
- Para taladros entre 50 y 100mm el ANFO es adecuado en las voladuras de bancos con carga de columna.
- Para taladros por encima de los 100 mm es adecuado el uso de ANFO, aunque en rocas duras es preferible diseñar las columnas en forma selectiva y con un buen sistema de iniciación.
- Finalmente, los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se siguen usando en diámetros pequeños pero en taladros de tipo medio están siendo sustituidos por hidrogeles y emulsiones encartuchadas.

2.6.19. Características de la roca

Las propiedades del macizo rocoso son las variables más importantes por su influencia directa en los resultados de las voladuras y también por su interrelación con otras variables de diseño.

Si se clasifican en cuatro tipos, los criterios de selección recomendados son:

Rocas masivas resistentes. El explosivo debe crear superficies nuevas ya que las fracturas y planos de debilidad son escasos. Los explosivos adecuados para este tipo de rocas son aquellos que cuentan con una elevada densidad y velocidad de detonación como: hidrogeles, emulsiones, explosivos gelatinosos.

Rocas muy fisuradas. Para este tipo de rocas con fracturas pre-existentes es aceptable el uso de explosivos que producen una elevada energía de los gases como es el caso del ANFO.

Rocas conformadas en bloques. Para este caso de macizo rocoso con grandes separaciones entre sus discontinuidades la fragmentación se basa fundamentalmente en la geometría del diseño de la voladura y en menor grado en las propiedades del explosivo. En estos casos se aconsejan explosivos como el ALFANO y el HEAVY-ANFO.

Rocas porosas: para este tipo de rocas se produce una amortiguación y absorción de la ET, realizándose prácticamente todo el trabajo de rotura por la EB, el explosivo adecuado (de baja densidad y velocidad de detonación) es el ANFO, y se recomienda en retener los gases de los taladros el mayor tiempo posible.

2.6.20. Voladura tajó central U.M. Tacaza CIEMSA

Para la voladura se revisa las longitudes de perforación y zonas de laboreos subterráneos. La secuencia de salida de voladura es importante para evitar pérdidas o fallas de voladura.

2.6.21. Explosivos y accesorios

2.6.22. Accesorios y explosivos usados por la Mina Tacaza

Booster HDP. Son utilizados para iniciar explosivos insensibles o agentes de voladura de tipo slurries, ANFO y nitracarbonitratos, donde un fulminante común o el poder explosivo de un cordón detonante no los activa. Estos se usan en la voladura de taladros de diferentes diámetros en las minas de tajo abierto, canteras y eventualmente en minería de subsuelo.

Cordón detonante - Pentacord. Es un accesorio de voladura, que posee características como: alta detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de Pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. En el caso de los cordones reforzados se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y a la tracción.

Fanel. Es un sistema eficaz de iniciación no eléctrico para uso en minería subterránea, superficial y obras civiles, presenta los siguientes componentes:

- Fulminante de retardo.
- Manguera Fanel.
- Etiqueta.
- Conector plástico tipo «J».

Fulminante común. Es un accesorio de voladura constituido por una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva un explosivo primario muy sensible a la chispa de la Mecha de Seguridad y otro secundario de alto poder explosivo.

Carmex. Ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales. El Carmex está compuesto de: un fulminante común n° 8, un tramo de mecha de seguridad y un block de sujeción, que viene a ser un seguro plástico cuya función es asegurar a la mecha rápida.

2.6.23. Explosivos

ANFO superfam. Se utiliza en minería superficial, minería subterránea, obras civiles y trabajos de tunelería donde haya buena ventilación, no haya presencia de agua y el tipo de roca (blanda a semidura) lo permita.

2.6.24. Emulnor y emulfan

- Fanel conector troncal Dual CTD® 4m, 25 ms TALADRO CARGADO
- Fanel Dual 8m, 500/17ms
- Fanel ® Periodo corto 5.2m, N°16

2.6.25. Almacenaje

- Almacenar siempre los explosivos y accesorios de voladura en polvorines que se ajusten a las características y requerimientos de las normas legales y reglamentos en vigencia.
- Guardar los explosivos en polvorines limpios, secos, bien ventilados, razonablemente frescos, sólidamente contruidos y resistentes al fuego.
- Siempre despachar los productos de mayor antigüedad o, lo que es lo mismo, en el orden de entrada al polvorín.
- Tener especial cuidado con cajas defectuosas o embalajes rotos, deben ser colocadas por separado dentro del polvorín.
- Ubicar los polvorines en los lugares más aislados y estratégicos, respetando la normativa vigente en cuanto a distancias de seguridad.
- Consultar al fabricante cuando alguna sustancia líquida de los explosivos deteriorados haya escurrido al piso del polvorín.
- Si se requiere iluminación artificial, emplear lámparas de seguridad.
- Si aparecen goteras en el techo o paredes del polvorín proceder a su reparación de inmediato.
- No abrir cajas de explosivos dentro del polvorín.

No guardar en el polvorín ningún metal que pueda producir chispas, ni herramientas hechas de tales metales. En la empresa contamos con un polvorín subterráneo el cual antes era usado como zona de explotación minera por los antiguos MINEROS los cuales trabajaban bajo minería artesanal.

2.6.26. Carguío de explosivos

La manipulación de explosivos se debe realizar sólo por personal entrenado y autorizado.

- Señaliza el área de carguío.
- Impedir el ingreso a personal ajeno a los trabajos de voladura.
- Reducir al máximo el número de personas del equipo.
- Nombrar un responsable y un supervisor.
- Letreros informativos del programa de voladura del día.

2.6.27. Carguío y transporte

El carguío de mineral como sabemos es muy importante en la operación minera es por eso que se debe tener un estricto control de los vehículos tanto en su mantenimiento mecánico el cual nos ayudara al desarrollo eficiente de los equipos y buscar una mejoría en la operación, así también es muy importante el control de ciclos de carguío ya que la empresa COEMPSA trabaja con los ciclos los cuales se desenvuelven en el día a día de la operación.

Es entonces que empezaremos con un pequeño análisis de los equipo de carguío el tiempo que utilizan para desarrollar sus diferentes actividades.

2.6.28. Carguío de minerales.

El carguío se realiza mediante tres excavadoras y descritas en capítulos anteriores lo cuales son muy importantes para el aceleramiento de la producción y son:

Esta excavadora es la más eficiente en el área de trabajo, por la capacidad de su cuchara y por lo maniobrable que es, de la misma forma el operador de dicha excavadora es uno de los mejores de la empresa, fuera de sus años de experiencia es una persona capacitada en la operación minera de la mina Tacaza. Es importante el control de ciclos de cada operación para poder realizar los pagos mensuales a cada equipo y subcontrata las cuales están a cargo de la empresa COEMPSA, estas terceras empresas apoyan en el carguío de mineral para la planta de recuperación tacaza, Santa Lucia, y para la planta Guadalupe, El Cofre.

Los estudios de tiempos que se realizan a los equipos de carguío y transporte permiten determinar las eficiencias de estos y de esta manera poder recopilar apreciable información que se define en horas efectivas de trabajo, la cantidad de toneladas que son removidas (cargados) y transportadas por hora, y por ello el tonelaje total por día de labor. Es así, se presentan a continuación el desenvolvimiento de otros equipos con que cuenta COEMPSA que viene realizando operaciones como empresa contratista en U.M. Tacaza.

2.6.29. Ciclos de carguío de mineral

Definitivamente el mineral es la vida de la mina es por eso que es necesario un control específico para cada ciclo y a su vez se debe buscar la eficiencia de los operadores, el acceso en un buen estado y a si también optimizar el carguío y el polveo del material, debemos implementar controles de tiempo para cada día de carguío para obtener mejores ganancias para la empresa.

2.7. Formulación de hipótesis

La hipótesis en el presente trabajo de investigación está definido de la siguiente manera:

2.7.1. Hipótesis general

Las características geomecánicas del macizo rocoso nos permitirá diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de rocas de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

2.7.2. Hipótesis específico

- Las condiciones geoestructurales del macizo rocoso nos permitirá determinar las características geomecánicas en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de Unida Minera Tacaza - CIEMSA
- Las características geomecánicas del macizo roco nos permitirá diseñar adecuadamente la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de rocas de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

2.7.3. Hipótesis nula

Las características geomecánicas del macizo rocoso no inciden en la perforación y voladura de pre corte.

2.7.4. Variable independiente

Características geomecánicas del macizo rocoso en el banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la Unidad Minera Tacaza - CIEMSA.

2.7.5. Variable dependiente

Diseño de perforación y voladura de pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño de la investigación

El diseño de investigación es la estructura fundamental en un trabajo de investigación específica estará en función a la población especificada, El diseño de la investigación es el plan que se usa como una guía para recopilar y analizar los datos. El investigador debe idear la manera práctica y concreta de responder a las preguntas de investigación, y cubrir sus propios objetivos o intereses lo cual implica seleccionar o desarrollar uno o más diseños y aplicarlos al contexto particular del estudio es necesario el diseño de una investigación para tener claro cuál será el rumbo de la misma, ya que constituye como una guía para la investigación, puede ser cualitativo y cuantitativo (Zabala ,1999).

El Diseño Cuantitativo es aquella en la que se recogen y analizan para ver si sus datos cuantitativos difieren sobre variables; de un grupo o si estudia la asociación o relación entre los grupos variables difieren entre sí, y son cuantificadas.

3.2. Tipo de la investigación

Básica, de acuerdo a los objetivos que se pretende alcanzar en el presente trabajo de investigación, está definida como el enfoque de la investigación fue definido como cuantitativo, de alcance o tipo exploratorio y descriptivo transversal, en un primer momento, luego, por la correspondencia entre variables independientes y dependiente correlacional, De los recursos de que se dispone y del problema que se quiere abordar.

Aplicada, el presente trabajo de investigación está orientado a lograr nuevos conocimientos destinados a procurar a dar soluciones de problemas prácticos respecto al ciclo de operatividad de carguío y acarreo en el sistema de operaciones unitarias.

Descriptiva, la población considerada y las muestras que se obtendrán con los datos solo permiten la descripción o identificación de cada uno de los componentes esenciales de las operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y acarreo en la U.M. Tacaza- CIEMSA.

3.3. Nivel de investigación

En los niveles de investigación pueden ser consideradas los siguientes: Descriptivo, explicativo y cuasi experimental.

3.4. Fases de la investigación

Es un conjunto de procedimientos sistemáticos para lograr el desarrollo del presente trabajo de investigación, un desarrollo bien definido que nos permita conocer cada uno de los métodos para recolectar información del terreno mediante el mapeo geomecánico detallado en la progresiva identificada en de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA, consecuentemente la evaluación de los resultados con software especializado, el presente trabajo de investigación se ha realizado en dos fases:

- Fase 1: Pre proceso.
- Fase 2: Pos proceso.

3.5. Población y muestra

Una muestra representativa debe tener un tamaño mínimo calculado y responder a una selección parametrada (muestreo probabilístico) así podemos conocer la parte de una población para el presente trabajo de investigación es el conjunto de mediciones que se obtengan de las propiedades físico mecánicas de roca intacta y del macizo rocoso que debe examinarse con la finalidad de hacer inferencias sobre dicha población.

3.5.1. Población

La población está constituida por el conjunto de todas las observaciones posibles con el establecimiento de la unidad de análisis y su respectiva delimitación, teniendo presente las consideraciones mencionadas la población para el presente trabajo de investigación es el conjunto de mediciones que se obtengan de las propiedades físico mecánicas de roca intacta y del macizo rocoso, de la litología estructural del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

3.5.2. Muestra

Constituye un conjunto de unidades o elementos de una población conformada por un grupo de datos seleccionados como representativos, la muestra puede ser igual a la

población para casos para casos de evaluación en tramos progresivas en geomecánica, al respecto El número de diaclasas de cada familia debe contarse a lo largo del conjunto de diaclasas perpendicular relevante. Se recomienda una longitud de muestreo de 5 a 10 m. Cada conteo de diaclasas se dividirá, entonces, en 5 ó 10 a fin de expresar los resultados como número de diaclasas por metro. Un resultado típico para 3 familias de diaclasas y una discontinuidad casual registradas a lo largo de 5 ó 10 metros normal a las líneas de muestreo, en este proceso el número de muestras es igual a la población (Correa A.,2011),en este proceso de recolección de datos de campo y su posterior evaluación no se ha utilizado fórmulas para el cálculo de numero de muestras, este procedimiento es muy usual en geomecánica considerando de que se trata de evaluar la calidad del macizo rocoso en una progresiva corta y permanente para dar solución a los problemas de estabilidad en el mencionado espacio totalmente definido.

3.5.3. Muestreo

Correa (2009) en la geomecánica en la perforación y voladura de rocas, presentado en VIII Seminario internacional de explosivos – INDUMIL noviembre de 2009, Bogotá afirma, las discontinuidades ocasionales no afectan perceptiblemente, el valor de J_v a menos que el espaciado sistemático de las diaclasas se encuentre en el rango desde espaciado hasta muy espaciado (por ejemplo, de 1 a 10 m). Para cada familia de discontinuidad, deben registrarse los espaciamientos mínimo, modal y máximo (S_{min} , S_{mod} y S_{max}).

Un método muy conveniente para presentar un número muy importante de toma de datos de mediciones de espaciamientos para los cuales se hace indispensable un tratamiento estadístico, es el empleo de histogramas, utilizando la terminología para cada familia de discontinuidades.

Igualmente pueden dibujarse curvas de frecuencia para cada familia en el mismo diagrama, lo cual facilita una inmediata identificación tanto de los respectivos valores modales, como de su dispersión.

En estos casos de tramos o progresivas no es necesario utilizar formulas del tamaño de muestra puesto en toda la progresiva se harán mediciones de todos los datos que conforman la población es decir las discontinuidades del macizo rocoso en dicha

progresiva, considerando esta propuesta se ha realizado la recolección de datos de campo de discontinuidades de la U.M. Tacaza CIEMSA.

3.5.4. Cálculo del tamaño de la muestra con población desconocida

$$n = \frac{(Z^2_c)(P)(Q)}{D^2}$$

Donde:

Z=Nivel de confianza.

P=Probabilidad de éxito.

Q=Probabilidad de fracaso (Q=1-P).

D=Precisión (Error máximo permisible en términos de proporción).

3.6. Operacionalización de variables

La operacionalización de las variables es la desintegración de la variable en sus indicadores e índices para poder efectuar las mediciones respectivas, ver Tabla 3.1.

Tabla 3: Cuadro de operacionalización de variables.

VARIABLES	DIMENSION	INDICADORES	INSTRUMENTOS
1.Variable independiente : Características geomecánicas del macizo rocoso en el banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la Unidad Minera Tacaza - CIEMSA.	Roca intacta	Propiedades físicas	Laboratorio
		Propiedades mecánicas	Laboratorio
	Macizo rocoso	Mapeo geoestructural RMR de <i>Bieniawski</i> Q de Barton	Litología-campo Software software
2.Variable dependiente: Diseño de perforación y voladura de pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.	Diseño de malla de perforación	Malla de pre corte	Flexómetro
	Diseño de voladura	Carga columna	Flexómetro

Fuente. Elaboración propia.

3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.7.1. Técnicas de análisis de datos

La técnica de análisis de datos se refiere a la evaluación de las tablas establecidas con datos de entradas tengan las variables a ser medidas como resultado de la investigación, o también serán representadas en gráficos, cualquiera que sea su forma, los cuales se mencionarán en cada caso específico.

3.7.2. Técnicas para el procesamiento de la información

Se utilizarán las técnicas a la codificación, tabulación (definición de cuadros y gráficas) y cuadros de consistencia para luego en función a estos cuadros elaborados se puede realizar el análisis respectivo con el apoyo de un ordenador específico es el software Excel avanzado y otros para facilitar la interpretación de datos.

3.7.3. Codificación

Se refiera a la preparación de las mediciones obtenidas para para analizar y evaluar, se utilizan para cada variable dependiente e independiente.

3.7.4. Instrumentos

Se refiere a las diferentes formas de recolección de datos estos pueden ser cuadros, cuestionarios y hojas de registros que son utilizados para acercarse a los fenómenos y extraer de ellos información; generalmente dentro de cada instrumento concreto pueden distinguirse dos aspectos diferentes: forma y contenido.

En el presente trabajo de investigación se han considerados los siguientes:

- Formulario.
- Tablas de valores.
- Fichas.
- Brújulas.
- Estación total.
- Equipo de GPS Navegador.
- Computadoras, laptops personales.
- Software especializado.

3.8. Aspectos éticos

En el desarrollo del presente trabajo de investigación se tomarán a los autores que han realizado trabajos de investigación en la determinación de la calidad del macizo rocoso para la perforación, voladura, carguío y transporte de minerales, los que se mencionaran en la bibliografía del presente trabajo de investigación.

3.9. Exposición de resultados de acuerdo a hipótesis específico

3.9.1. Resultados de acuerdo a hipótesis específico 1

Considerando la hipótesis específica 1; las condiciones geoestructurales del macizo rocoso nos permitirá determinar las características geomecánicas en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de Unida Minera Tacaza – CIEMSA se ha realizado la evaluación de la litología estructural del macizo rocoso y las propiedades físico mecánicas en banco de producción para determinar la calidad de acuerdo a la escala de valoración de *Bieniawski* 1989.

3.9.2. Evaluación de litología estructural en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza - CIEMSA.

La litología estructural del macizo rocoso está constituido por un conjunto de discontinuidades, las superficies o planos de discontinuidad de los macizos rocosos condicionan de una forma definitiva sus propiedades y comportamiento resistente, deformacional e hidráulico, al respecto este concepto ya totalmente definido es de bastante aplicación en la minería superficial, los cuales incluyen la aplicación de la litología estructural regional local, la textura del macizo, la resistencia del macizo, el comportamiento tenso deformacional del macizo antes y después de las excavaciones, buscar la estabilidad del macizo con la aplicación de la geomecánica en la actualidad constituye una alternativa para el control de desprendimiento de rocas en las diferentes tipos de excavaciones, lo que se puede mencionar es de que la mecánica de rocas es una parte de la geomecánica centrándose cada vez más en el aspecto meramente de laboratorio, lógicamente constituye parte fundamental de la geomecánica todos ellos consolidan a la geotecnia referidos al estudios de suelos y rocas, las innovaciones en la mecánica de rocas cada vez más se restringe con el avance de la geomecánica, estas manifestaciones se ven con bastante claridad en Europa sobre en las investigaciones

científicas que se desarrollan en S.E.M.R. y si observamos estos avances en muchos países estos avances se consolidan aun con mayor énfasis en la minería superficial, es decir en operaciones mineras a tajo abierto.

3.9.3. Mapeo geomecánico de RMR *Bieniawski* 1989 en zona de estudio de tajo central

El mapeo geomecánico en la U.M. Tacaza - CIEMSA, Constituye la recolección, sistematización y consolidación de la litología estructural del macizo rocoso en un registro de detalle o registro lineal de acuerdo a las clasificaciones geomecánicas existentes a para determinar la calidad del macizo rocoso de la zona de estudio de gran tajo Norte. La longitud mapeada ha sido de 13.00 m. con una orientación azimutal de 236°, la inclinación de la línea de detalle ha sido de 3° respecto a la horizontal en banco de producción 4330S.

3.9.4. Discontinuidades en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacasa – CIEMSA

Son cualquiera de los planos de debilidad, su comportamiento mecánico queda caracterizado por su resistencia al corte o, en su caso, por la del material de relleno. La orientación relativa de las discontinuidades con respecto a una excavación superficial puede suponer que el terreno sea o no estable. La presencia de diversas familias de discontinuidades con diferente orientación define el grado de fracturación del macizo rocoso, la forma y el tamaño de los bloques de matriz rocosa.

3.9.5. Influencia de discontinuidades en el comportamiento del macizo rocoso

En la U.M. Tacaza - CIEMSA Las discontinuidades tienen un carácter discontinuo y anisótropo de la textura y estructura, se observa con facilidad que son deformables y débiles, que dificultan la evaluación lito estructural es decir el comportamiento mecánico de en las operaciones mineras a tajo abierto en el lugar de origen. Las discontinuidades representan planos preferentes de alteración, meteorización y fractura, y permiten el flujo de agua. Su reconocimiento, descripción y caracterización es fundamental para el estudio del comportamiento mecánico e hidrogeológico del

macizo rocoso en la zona de estudio, es decir en el banco de producción, específicamente en una progresiva de 13.00 m .

3.9.6. Matriz rocosa en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza - CIEMSA

En la U.M. Tacaza - CIEMSA la matriz rocosa es el material rocoso exento de discontinuidades, o bloques de roca intacta que quedan entre ellas. Se observa con claridad en el área de estudio que la matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo.

3.9.7. Rasgos estructurales en tajo central en la U.M. Tacaza - CIEMSA

Los principales rasgos estructurales presentes en la masa rocosa en tajo central en la U.M. Tacaza - CIEMSA son:

- **Planos de estratificación.** Dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias.
- **Fallas.** Son fracturas que han tenido desplazamiento. Éstas son estructuras menores que se presentan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.
- **Zonas de corte.** Son bandas de material que puede ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca.
- **Diaclasas.** También denominadas juntas, fracturas que no han tenido desplazamiento y las que más comúnmente se presentan en la masa rocosa
- **Planos de exfoliación o esquistosidad.** Se forman entre las capas de las rocas metamórficas dando la apariencia de hojas o láminas.
- **Contactos litológicos.** Cuando comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.

3.9.8. Recolección De datos de campo en registro lineal

Se ha realizado en registro lineal considerado los rasgos estructurales en macizo rocoso de andesita porfírica, evaluado en *software* estadístico de geología Dips:

Orientación. Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su rumbo y buzamiento, agrupados en un “sistema” o una “familia” de discontinuidades, evaluados en *software* estadístico de geología estructural Dips.

Espaciado. Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta la toma de datos se han realizado conforme las características lito estructurales del macizo rocoso en la U.M. Tacaza CIEMSA.

Persistencia. Extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea ésta, será menos estable en la zona de estudio en la U.M. Tacaza CIEMSA se observa longitud considerable de persistencia.

Rugosidad. Aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.

Apertura. Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.

Relleno. Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente.

Tabla 4: Registro lineal sintetizado de set 1 en la U.M. Tacaza – CIEMSA.

N° Diaciosa	Buz.	Dir. Buz.	Set.	Espacio (mm)	Persis tencia. (m)	Apertura. (mm)	Rugosidad.	Relleno esesor. (mm)	Meteoriza ción	Agua subterránea
				1. >2000 2. 600-2000 3. 200-600 4. 60-200 5. <60	1. <1 2. 1-3 3. 3-10 4. 10-20 5. >20	1. Cerradas 2. Muy ang. < 0.1 3. Ang. 0.1-1.0 4. Abierta 1.0-5.0 5. Muy abierta >5.0	1. Muy 2. Rugosa 3. Med. Rugosa 4. lig. Rugosa 5. lisa	1. Ninguno 2. Duros < 5mm 3. Duro >5mm 4. Suave < 5mm 5. Suave > 5mm.	1. Sana 2. Ligera 3. Moderada 4. Muy meteor. 5. Descomp	1. Seco 2. Húmedo 3. Mojado 4. Goteo 5. Flujo
1	88	241	1	1	2	3	4	3	2	1
2	85	244	1	2	2	3	4	3	2	1
3	83	245	1	3	3	1	3	3	4	1
4	77	235	1	5	4	3	3	2	4	1
5	68	234	1	4	4	3	3	3	4	1
6	69	240	1	4	4	4	5	4	2	2
7	63	246	1	5	3	4	4	4	4	2
8	61	242	1	3	3	3	4	4	4	1
9	60	241	1	3	4	5	4	3	4	2
10	63	238	1	3	3	3	3	3	4	1
11	59	239	1	4	3	4	3	4	4	2
12	58	236	1	3	3	3	5	2	4	1
13	52	231	1	3	3	3	3	3	3	1
14	59	240	1	5	3	2	3	4	3	2
15	60	246	1	4	3	3	5	4	3	2
16	72	232	1	5	3	2	3	3	4	2
17	76	241	1	4	3	2	3	3	4	1
18	72	238	1	1	4	4	4	3	2	1
19	69	229	1	2	5	3	3	4	3	1
20	67	235	1	3	4	4	4	3	3	1
21	43	231	1	3	2	3	3	3	3	2
22	44	237	1	3	3	3	4	4	2	1

Fuente. Elaboración propia

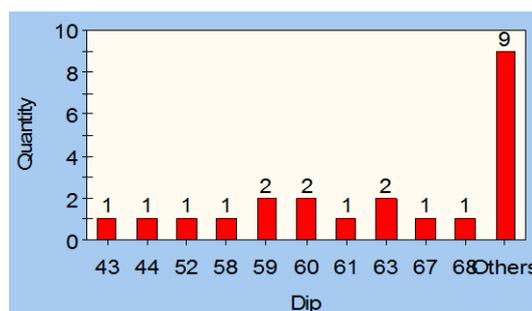


Figura 24: Histograma de buzamiento set 1.
Fuente. Elaboración propia.

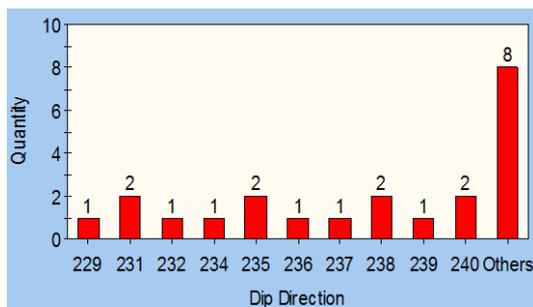


Figura 25: Histograma de dirección de buzamiento set 1.

Fuente. Elaboración propia.



Figura 26: Histograma de espacio set 1.

Fuente. Elaboración propia.

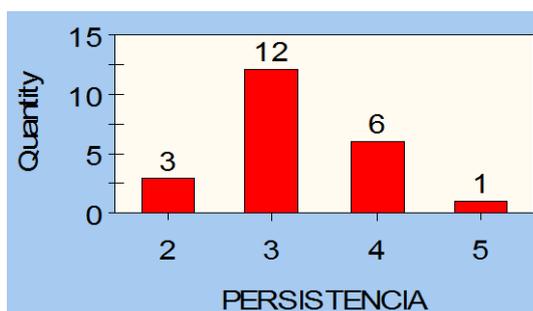


Figura 27: Figura 3.4. Histograma de persistencia set 1.

Fuente. Elaboración propia.

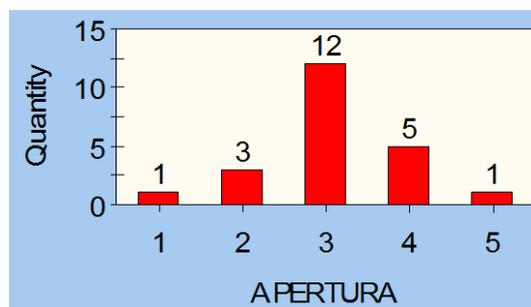


Figura 28: Histograma de apertura set 1.

Fuente. Elaboración propia.

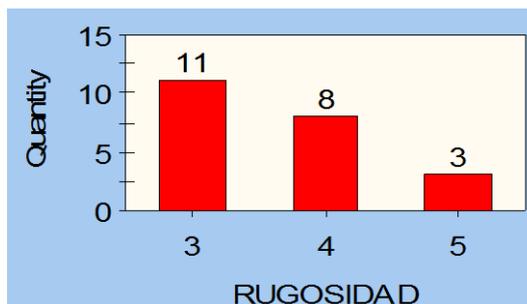


Figura 29: Histograma de rugosidad set 1.

Fuente. Elaboración propia.

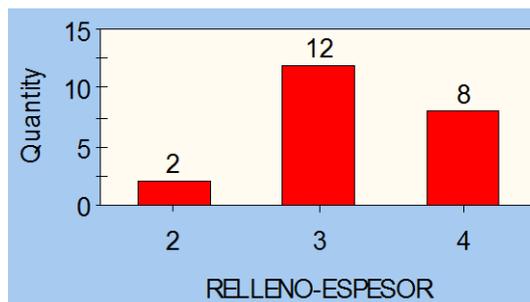


Figura 30: Histograma de relleno espesor set 1.

Fuente. Elaboración propia.

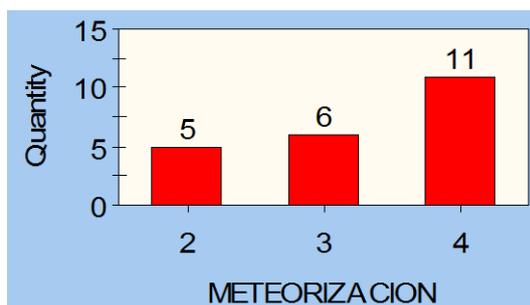


Figura 31: Histograma de meteorización set 1.

Fuente. Elaboración propia.

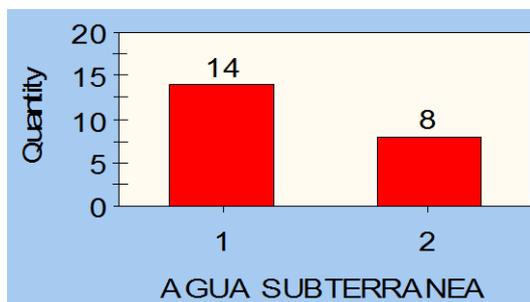


Figura 32: Histograma de agua subterránea set 1.

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 5: Registro lineal sintetizado de set 2.

N° Diaciosa	Buz.	Dir. Buz.	Set.	Espacio .	Persist	Apertura.	Rugosidad.	Relleno	Meteoriza	Agua
				(mm)	encia. (m)	(mm)		espesor. (mm)	ción	subterránea
				1. >2000	1. <1	1. Cerradas	1. Muy rugosa	1. Ninguno	1. Sana	1. Seco
				2. 600-2000	2. 1-3	2. Muy ang. < 0.1	2. Rugosa	2. Duros < 5mm	2. Ligera	2. Húmedo
				3. 200-600	3. 3-10	3. Ang. 0.1-1.0	3. Med. Rugosa	3. Duro >5mm	3. Moderada	3. Mojado
				4. 60-200	4. 10-20	4. Abierta 1.0-5.0	4. lig. Rugosa	4. Suave < 5mm	4. Muy meteor.	4. Goteo
				5. <60	5. >20	5. Muy abierta >5.0	5. lisa	5. Suave > 5mm.	5. Descomp	5. Flujo
1	81	300	2	2	2	3	4	3	2	1
2	82	292	2	3	3	2	3	2	4	2
3	79	296	2	4	3	2	2	3	3	2
4	70	285	2	4	3	2	2	3	3	2
5	75	293	2	4	5	4	4	4	3	1
6	78	296	2	4	3	4	4	3	3	2
7	79	302	2	4	3	4	5	5	3	1
8	60	301	2	3	4	3	5	4	4	1
9	62	283	2	4	3	5	3	2	4	2
10	61	288	2	3	4	4	2	3	4	2
11	63	287	2	4	3	4	4	3	3	2
12	67	293	2	3	3	4	4	3	3	1
13	72	272	2	4	2	3	4	2	4	1
14	77	289	2	5	3	3	2	3	4	1
15	78	292	2	5	3	3	3	3	4	1
16	76	299	2	4	4	1	3	2	3	2
17	72	296	2	4	3	3	3	2	4	1
18	71	280	2	2	5	3	3	3	3	1
19	70	282	2	3	4	4	4	3	2	1
20	79	296	2	3	3	3	3	4	4	1
21	73	283	2	4	3	3	3	4	3	1
22	78	293	2	3	3	3	2	3	4	1
23	54	276	2	2	3	3	3	3	3	2

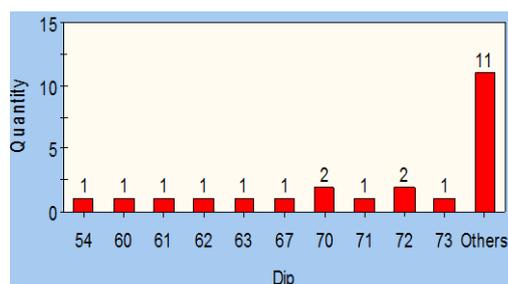


Figura 33: Histograma de buzamiento set 2.
Fuente. Elaboración propia.

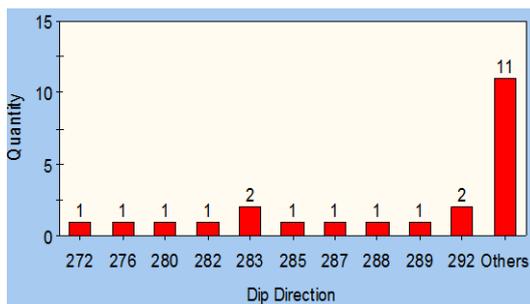


Figura 34: Histograma de dirección de buzamiento set 2.
Fuente. Elaboración propia.

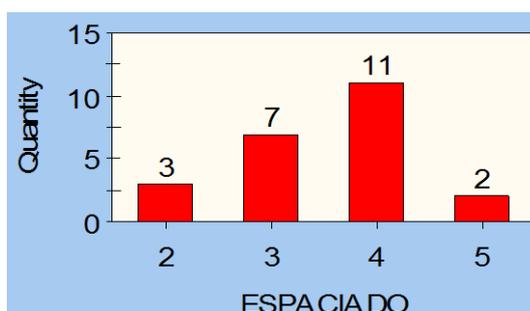


Figura 35: Histograma de espacio set 2.
Fuente. Elaboración propia.

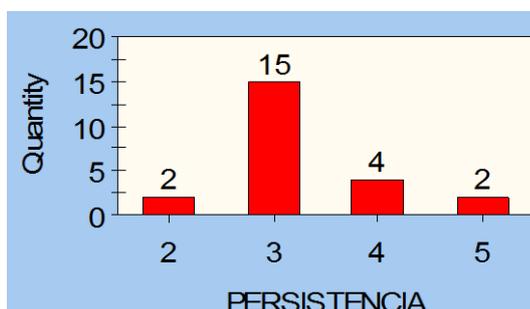


Figura 36: Histograma de persistencia set 2.
Fuente. Elaboración propia.

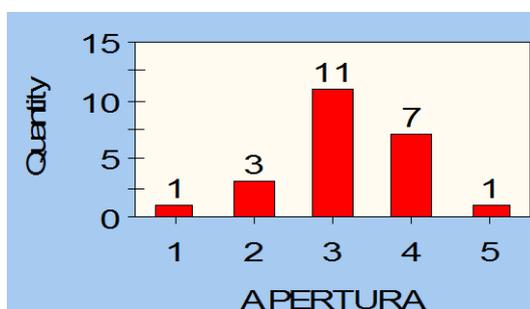


Figura 37: Histograma de apertura set 2.
Fuente. Elaboración propia.

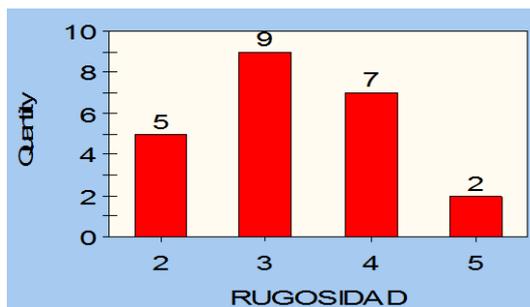


Figura 38: Histograma de rugosidad set 2.

Fuente. Elaboración propia.



Figura 39: Histograma de relleno espesor set 2.

Fuente. Elaboración propia.

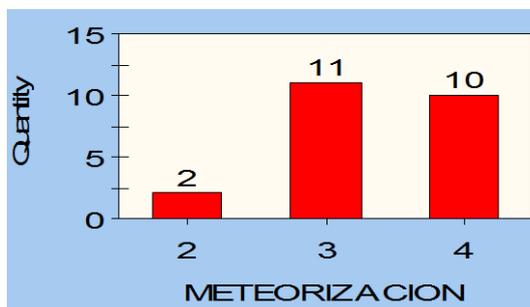


Figura 40: Histograma de meteorización set 2.

Fuente. Elaboración propia.

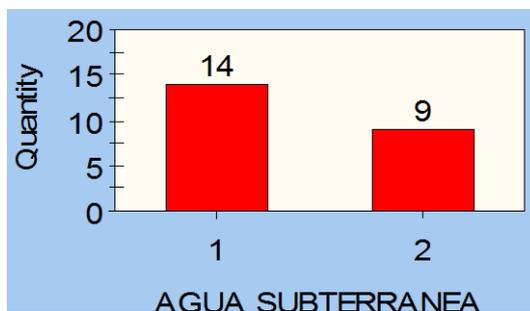


Figura 41: Histograma de agua subterránea set 2.

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 6: Registro lineal sintetizado de set 3.

N° Diaclasa	Buz.	Dir. Buz.	Set.	Espacio. (mm)	Persistencia. (m)	Apertura. (mm)	Rugosidad.	Relleno espesor. (mm)	Meteorización	Agua subterránea
				1. >2000	1. <1	1. Cerradas	1. Muy	1. Ninguno	1. Sana	1. Seco
				2. 600-2000	2. 1-3	2. Muy ang. < 0.1	2. Rugosa	2. Duros < 5mm	2. Ligera	2. Húmedo
				3. 200-600	3. 3-10	3. Ang. 0.1-1.0	3. Med. Rugosa	3. Duro >5mm	3. Moderada	3. Mojado
				4. 60-200	4. 10-20	4. Abierta 1.0-5.0	4. lig. Rugosa	4. Suave < 5mm	4. Muy meteor.	4. Goteo
				5. <60	5. >20	5. Muy abierta >5.0	5. lisa	5. Suave > 5mm.	5. Descomp	5. Flujo
1	44	20	3	3	2	1	3	3	4	1
2	43	22	3	3	3	3	3	2	4	2
3	46	21	3	3	4	3	1	4	4	2
4	50	40	3	4	4	3	4	4	2	1
5	46	48	3	4	4	4	4	4	2	2
6	47	49	3	3	3	3	4	4	2	1
7	42	43	3	2	4	3	4	3	4	1
8	48	40	3	5	3	4	3	3	4	1
9	41	38	3	3	3	5	2	4	4	1
10	49	37	3	4	4	5	3	2	4	2
11	48	38	3	3	3	3	3	3	3	1
12	42	30	3	5	5	4	3	3	4	1
13	46	27	3	5	3	2	3	3	4	2
14	49	29	3	5	3	3	4	2	4	2
15	46	30	3	4	3	2	3	3	4	2
16	47	27	3	3	4	4	3	3	4	1
17	55	16	3	4	4	4	2	4	4	1
18	54	11	3	4	4	3	2	3	3	1
19	60	12	3	4	4	3	2	4	4	1

Fuente. Elaboración propia

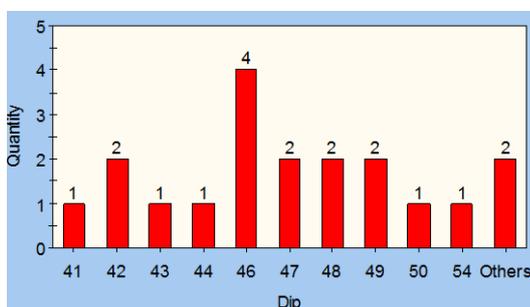


Figura 42: Histograma de buzamiento set 3.

Fuente. Elaboración propia.

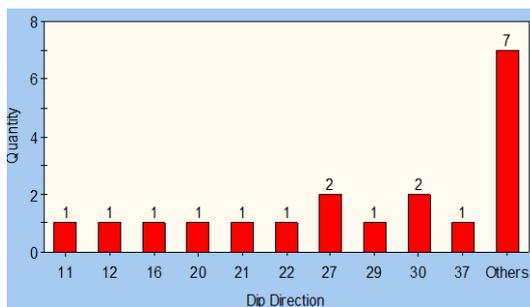


Figura 43: Histograma de dirección de buzamiento set 3.

Fuente. Elaboración propia.



Figura 44: Histograma de espacio set 3.

Fuente. Elaboración propia.



Figura 45: Histograma de persistencia set 3.

Fuente. Elaboración propia.

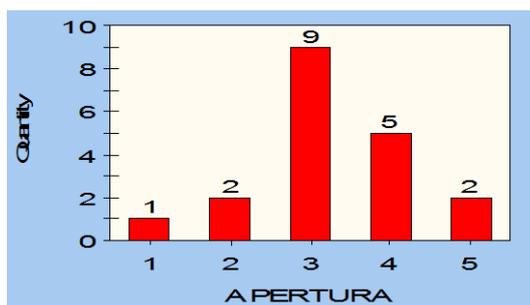


Figura 46: Histograma de apertura set 3.

Fuente. Elaboración propia.

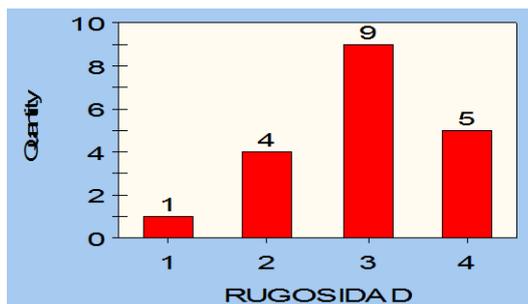


Figura 47: Histograma de rugosidad set 3.

Fuente. Elaboración propia.



Figura 48: Histograma de relleno espesor set 3.

Fuente. Elaboración propia.

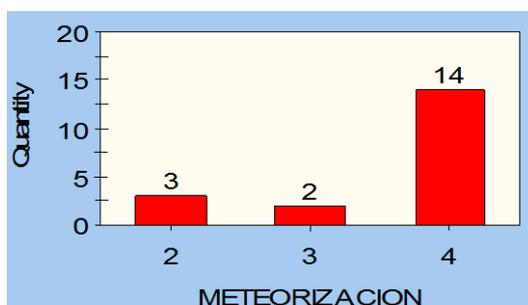


Figura 49: Histograma de meteorización set 3.

Fuente. Elaboración propia.

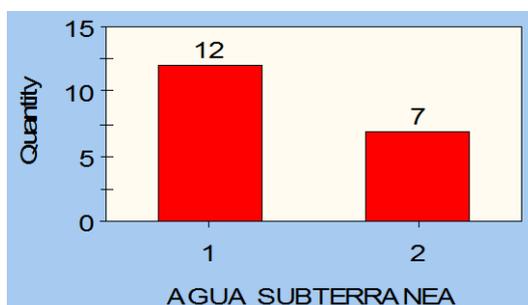


Figura 50: Histograma de agua subterránea set 3.

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 7: Registro lineal sintetizado de set 4.

N° Diacnasa	Buz.	Dir. Buz.	Set.	Espacio (mm)	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad.	Relleno espesor. (mm)	Meteorización	Agua subterránea
				1. >2000	1. <1	1. Cerradas	1. Muy rugosa	1. Ninguno	1. Sana	1. Seco
				2. 600-2000	2. 1-3	2. Muy ang. < 0.1	2. Rugosa	2. Duros < 5mm	2. Ligera	2. Húmedo
				3. 200-600	3. 3-10	3. Ang. 0.1-1.0	3. Med. Rugosa	3. Duro >5mm	3. Moderada	3. Mojado
				4. 60-200	4. 10-20	4. Abierta 1.0-5.0	4. lig. Rugosa	4. Suave < 5mm	4. Muy meteor.	4. Goteo
				5. <60	5. >20	5. Muy abierta >5.0	5. lisa	5. Suave > 5mm.	5. Descomp	5. Flujo
1	79	96	4	2	2	3	4	3	2	1
2	87	106	4	3	2	2	2	2	3	2
3	83	98	4	4	3	3	4	3	3	2
4	80	99	4	3	3	4	2	4	5	2
5	79	101	4	4	3	4	4	3	2	1
6	78	95	4	4	3	4	3	3	3	2
7	80	96	4	3	2	3	5	3	3	1
8	82	92	4	3	4	4	5	2	4	2
9	80	93	4	4	3	3	3	2	3	2
10	85	90	4	4	3	4	2	3	4	2
11	79	86	4	4	3	4	4	3	4	1
12	72	82	4	3	3	3	4	3	4	1
13	76	84	4	4	3	5	3	3	4	1
14	73	82	4	4	2	3	4	4	4	1
15	72	88	4	5	5	2	3	2	4	1
16	70	80	4	4	3	3	3	3	3	2
17	76	83	4	2	3	5	3	3	3	2
18	77	85	4	3	5	3	4	3	4	1
19	79	89	4	3	3	3	5	4	2	1

Fuente. Elaboración propia

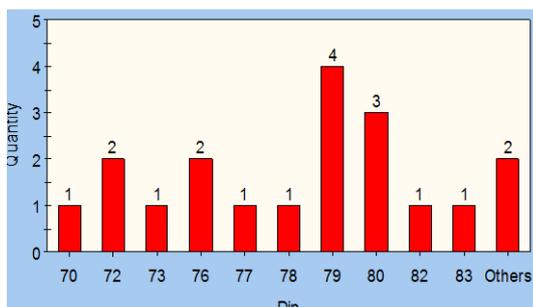


Figura 51: Histograma de buzamiento set 4.
Fuente. Elaboración propia.

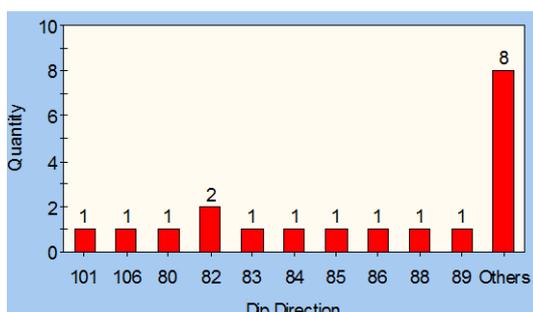


Figura 52: Histograma de dirección de buzamiento set 4.
Fuente. Elaboración propia.



Figura 53: Histograma de espacio set 4.
Fuente. Elaboración propia.



Figura 54: Histograma de persistencia set 4.
Fuente. Elaboración propia.

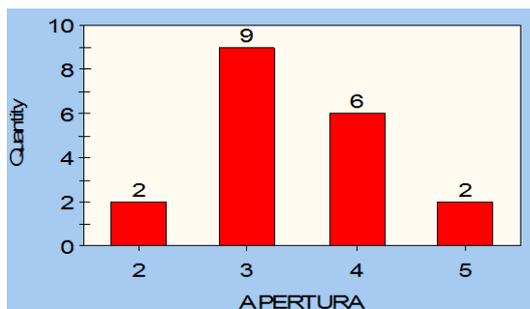


Figura 55: Histograma de apertura set 4.

Fuente. Elaboración propia.

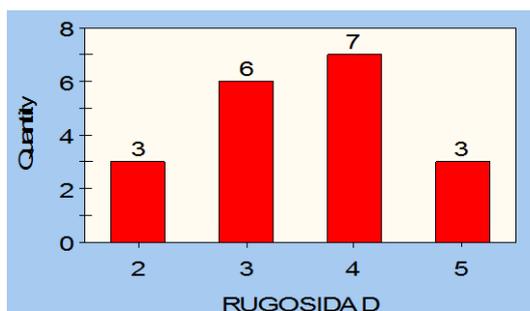


Figura 56: Histograma de rugosidad set 4.

Fuente. Elaboración propia.



Figura 57: Histograma de relleno espesor set 4.

Fuente. Elaboración propia.

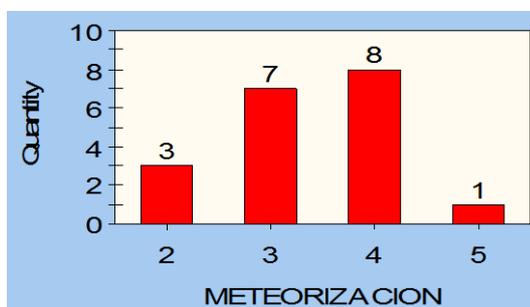


Figura 58: Histograma de meteorización set 4.

Fuente. Elaboración propia.

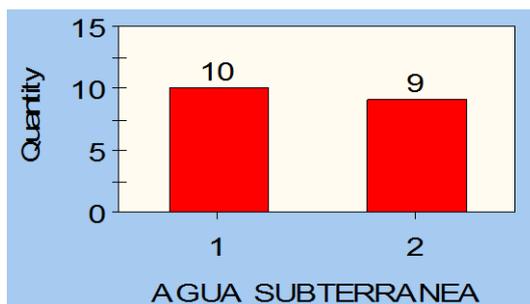


Figura 59: Histograma de agua subterránea set 4.
Fuente. Elaboración propia.

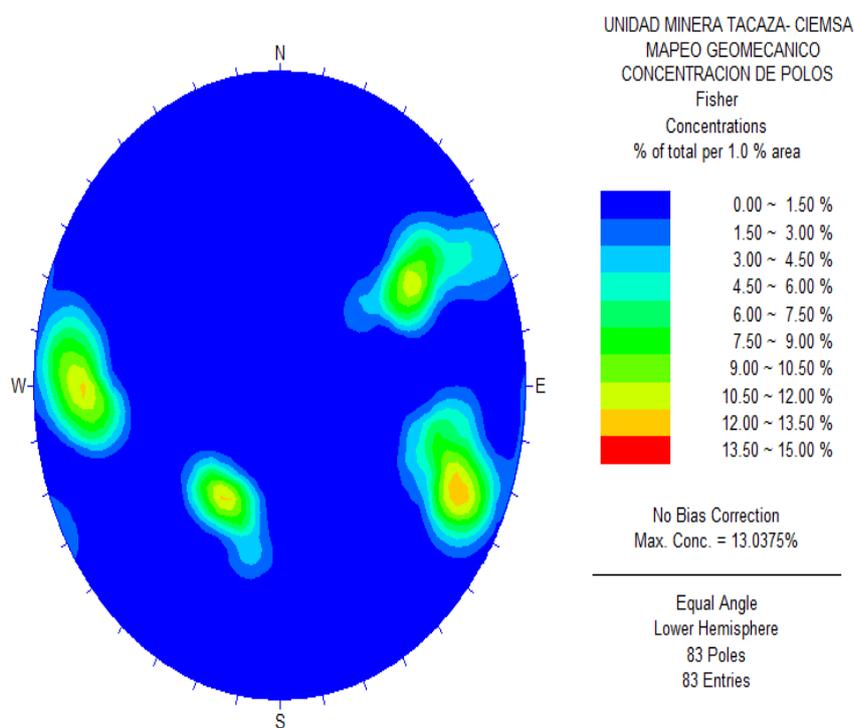


Figura 60: Concentración de polos de 4 sets de discontinuidades.
Fuente. Elaboración propia.

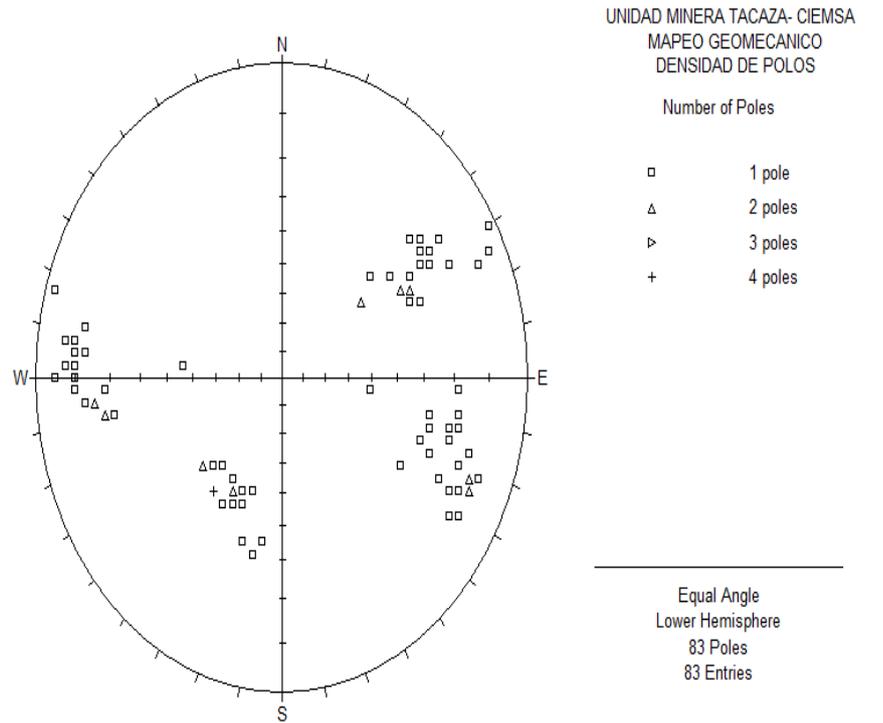


Figura 61: Densidad de polos de 4 sets.

Fuente. Elaboración propia.

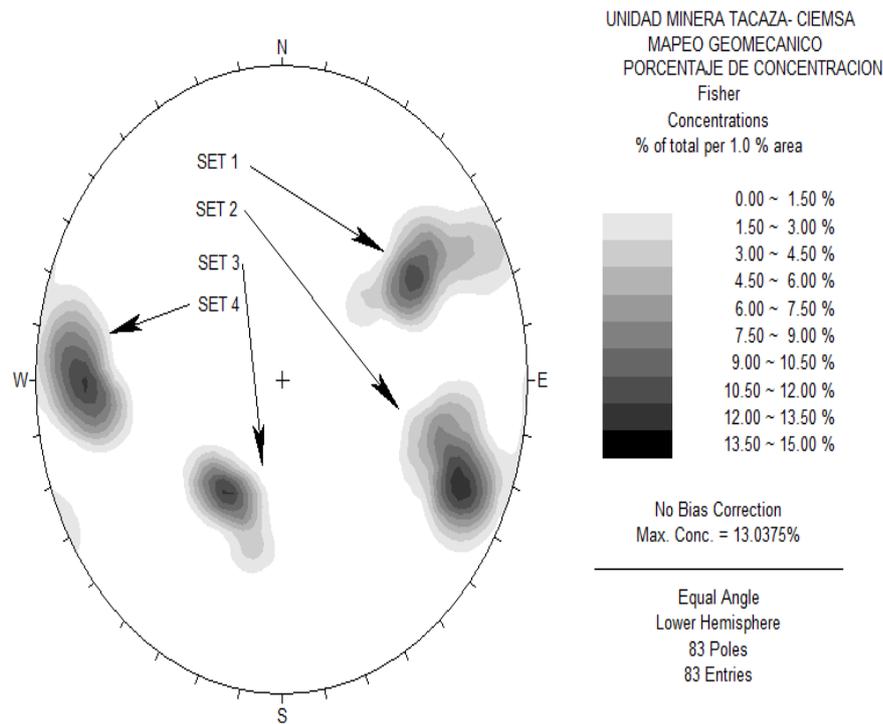


Figura 62: Porcentaje de concentración de 4 sets.

Fuente. Elaboración propia.

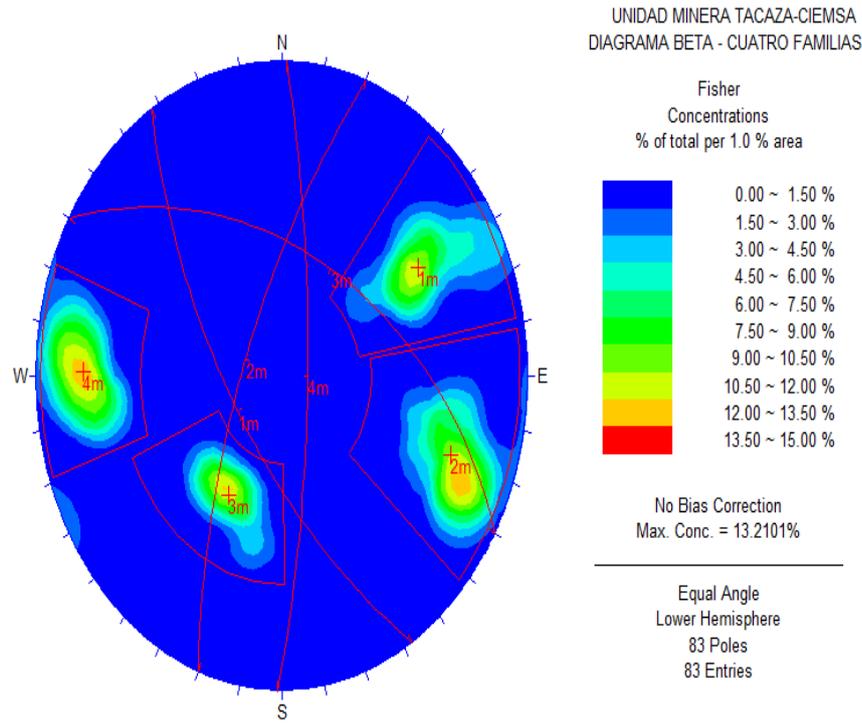


Figura 63: Diagrama de planos de 4 sets.
Fuente. Elaboración propia.

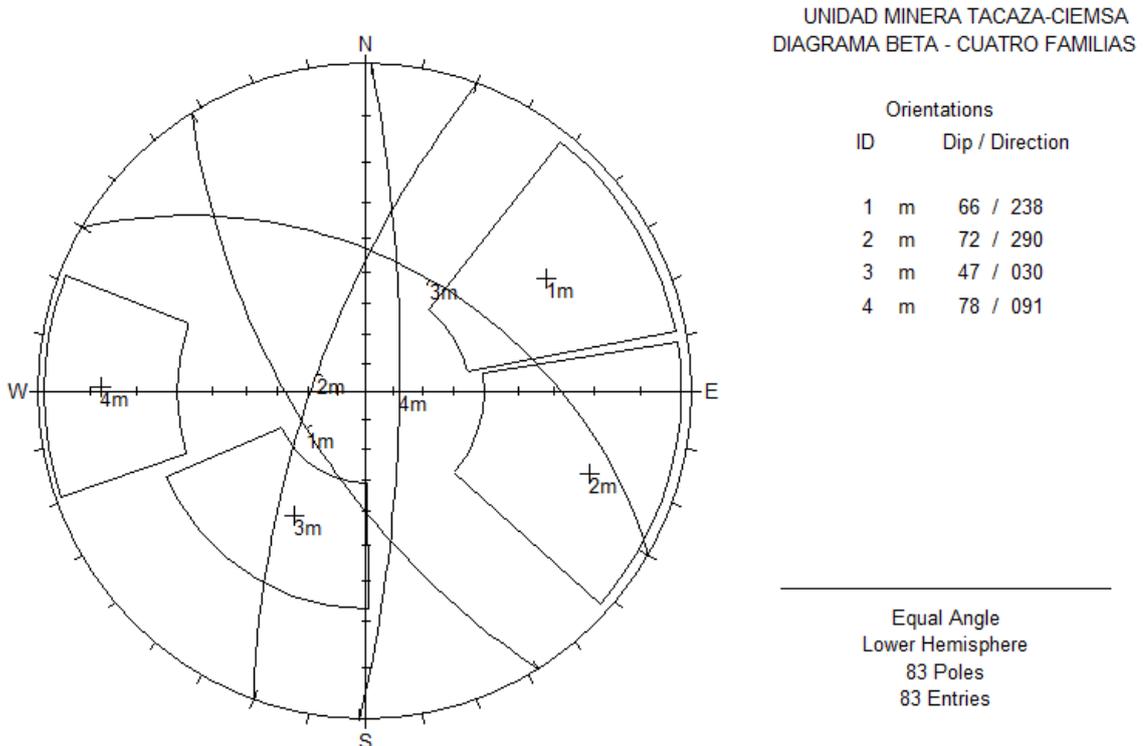
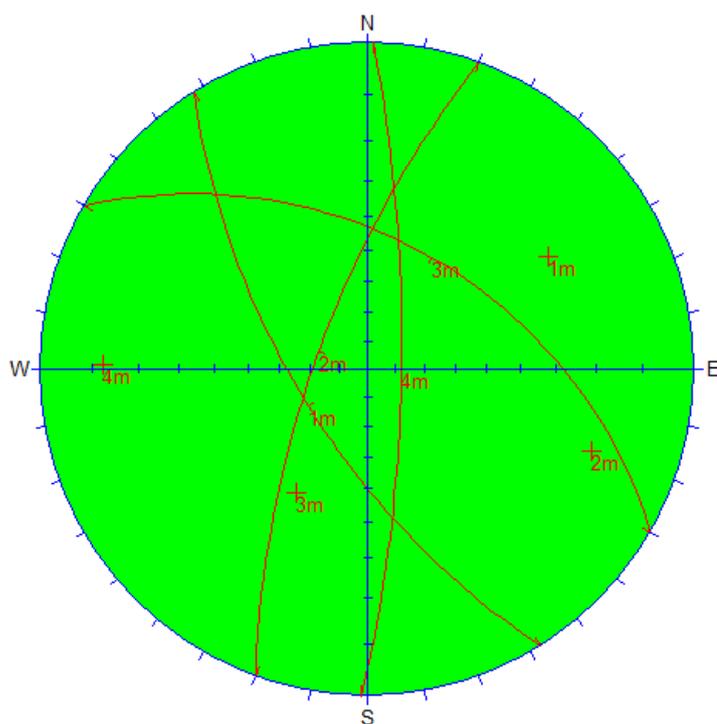


Figura 64: Orientación y buzamiento de 4 familias.
Fuente. Elaboración propia.

UNIDAD MINERA TACAZA-CIEMSA
DIAGRAMA BETA - CUATRO FAMILIAS



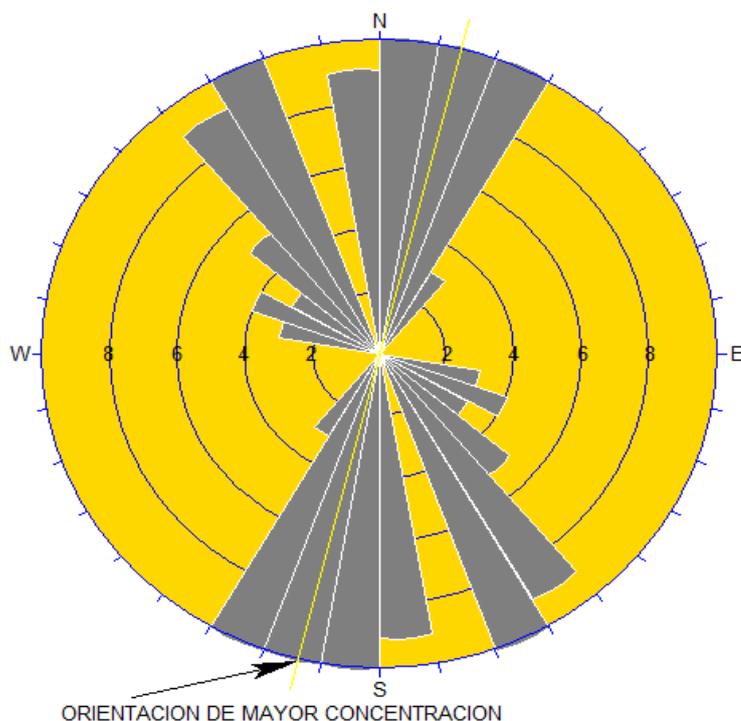
Orientations		
ID	Dip	Direction
1	m	66 / 238
2	m	72 / 290
3	m	47 / 030
4	m	78 / 091

Equal Angle
Lower Hemisphere
83 Poles
83 Entries

Figura 65: Diagrama beta de 4 sets.

Fuente. Elaboración propia.

UNIDAD MINERA TACAZA-CIEMSA
DIAGRAMA DE ROSSETO



Apparent Strike
10 max planes / arc
at outer circle

Trend / Plunge of
Face Normal = 0, 90
(directed away from viewer)

No Bias Correction

76 Planes Plotted
Within 45 and 90
Degrees of Viewing
Face

ORIENTACION DE MAYOR CONCENTRACION

Figura 66: Diagrama de rosseto de 4 sets.

Fuente. Elaboración propia.

3.9.9. Comportamiento mecánico de roca intacta

El comportamiento mecánico de las rocas está definido por su resistencia y su deformabilidad. La resistencia, como se ha definido anteriormente, es el esfuerzo que soporta una roca para determinadas deformaciones. Cuando la resistencia se mide en probetas de roca sin confinar se denomina resistencia a compresión simple, y su valor se emplea para la clasificación geotécnica de las rocas. Se obtiene mediante el ensayo de resistencia uniaxial o de compresión simple. En general, los ensayos de laboratorio sobre rocas frágiles proporcionan valores de resistencia superiores a los reales. Teóricamente, en caso de matriz rocosa isótropa, la resistencia compresiva será siempre la misma para un mismo estado de esfuerzos aplicado y unas mismas condiciones de presión de agua, temperatura, etc.

3.9.10. Ensayo uniaxial o de compresión simple de núcleos

El ensayo permite determinar en laboratorio la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a compresión simple, σ_c , y sus constantes elásticas: el módulo de *Young*, E , y coeficiente de *Poisson*, ν . Es por tanto, un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia y para la determinación de su deformabilidad.

3.9.11. Procedimiento

El ensayo se realiza sobre un cilindro de roca, al que se aplica gradualmente fuerza axial hasta que se produce su rotura. En máquinas de ensayo convencionales, la variable de control es la fuerza, cuya magnitud y velocidad de aplicación puede ser controlada. Las deformaciones axiales que se van produciendo en la probeta se miden mediante comparadores o bandas extensométricas. Durante el ensayo se van registrando las curvas esfuerzo-deformación axial $\sigma - \epsilon_{ax}$ de la probeta. Pueden igualmente medirse las deformaciones radiales o transversales de la probeta, obteniéndose la curva $\sigma - \epsilon_r$

La ISRM (1979) establece una serie de recomendaciones con respecto al tallado de las probetas:

- Las probetas deben ser cilindros con una relación $L/D = 2,5-3$ y con $D > 54$ mm. El diámetro D será al menos 10 veces mayor que el mayor tamaño de grano de la roca.

- Las bases de la probeta deben ser planas y paralelas y perpendiculares al eje del cilindro.
- Deben ser realizados, al menos, 5 ensayos para la caracterización de la matriz rocosa.

3.9.12. Factores que afectan a la medida de la compresión uniaxial de las rocas

En los resultados de los ensayos de laboratorio influyen tanto los factores referentes a la naturaleza y condición de la roca como a las condiciones del ensayo. Con respecto a los segundos los más importantes son:

- Forma y volumen de la probeta.
- Preparación y tallado de la probeta.
- Dirección de aplicación de la carga (en rocas con anisotropía).
- Velocidad de aplicación de la carga.

3.9.13. Resultados de propiedades físicas y ensayo de compresión simple de núcleos

Los ensayos se han realizado en laboratorio de mecánica de rocas de la Facultad de Ingeniería de Minas de UNA-Puno. Los resultados de ensayo de compresión simple se observa en la Figura 3.44.



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS



INFORME 030 – 2018-LG & MR-FIM-UNA-PUNO.

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS
ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Proyecto:

TESIS: VOLADURA EN PRECORTE SEGÚN LAS CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA EVITAR EL DESPRENDIMIENTO DE BOLONES DEL BANCO CENTRAL EN TACAZA – CIEMSA.

Solicitado por:

BACH. CHRISTIAN CÉSAR CONDORI BURGOS

Muestra:

Testigo de roca

Fecha:

06 JULIO, 2018

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.




Msc. Ing. Mario S. Cuentas Alvarado
Laboratorio de Geotecnia y Mecánica de Rocas
Facultad de Ingeniería de Minas

Cc. Archivo 2018
EACT/OACC/iln

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno
Teléfono fijo: 051- 366193;
E-mail: unaminas@gmail.com
Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>

Página 1 de 4

Figura 67: Informe 033-2018-FIM-UNA-PUNO.

Fuente. Laboratorio de mecánica de rocas FIM-UNA - 2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
 LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS



ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm ³)	Volumen parafina (cm ³)	Volumen muestra (cm ³)	Densidad seca (g/cm ³)	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m ³)
Tara	(g)	(g)	(g)	(g)	(g)	(g/cm ³)	(cm ³)	(cm ³)	(g/cm ³)	(%)	(KN/m ³)
M-01	29.53	29.27	32.46	3.19	18.03	0.87	3.67	10.76	2.72	0.03	26.67
M-02	25.59	25.34	27.93	2.59	15.74	0.87	2.98	9.21	2.75	0.02	26.97
M-03	49.26	49.03	53.70	4.67	30.34	0.87	5.37	17.99	2.73	0.04	26.72
Numero de resultados	3										
Valor máximo, MAX	2.75										
Valor mínimo, MIN	2.72										
Mediana, MED	2.73										
Valor promedio, MEAN	2.73										
Desviación estándar, SDEV	0.02										
Coefficiente de variación, CV	1.51										



Figura 68: Ensayo de propiedades físicas.

Fuente. Laboratorio de mecánica de rocas FIM-2018.



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
 LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS



ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm ²)	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS - 01	5.00	10.21	19.63	2.0	14830.0	74.07	foliación	
UCS - 02	4.98	9.95	19.48	2.0	13530.0	68.12	foliación	
UCS - 03	4.98	9.89	19.48	2.0	11330.0	57.04	foliación	
Numero de resultados						3		
Valor máximo, MAX						74.07		
Valor mínimo, MIN						57.04		
Mediana, MED						68.12		
Valor promedio, MEAN						66.41		
Desviación estándar, SDEV						8.64		
Coefficiente de variación, CV						-0.86		



Figura 69: Ensayo de compresión simple- Norma ASTM 2938 - 95.

Fuente. Laboratorio de mecánica de rocas FIM-2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS



FOTOS *ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE*

Antes



Después



Figura 70: Resultado de compresión simple antes y después de aplicación de esfuerzos.

Fuente. Laboratorio de mecánica de rocas de FIM- UNA-2018.

3.9.14. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Para determinar la calidad del macizo rocoso o definir las condiciones del macizo rocoso existen criterios de clasificación geomecánica ampliamente difundidos en todo el mundo, como los desarrollados por *Barton* y colaboradores (1974), *Laubscher* (1977), *Bieniawski* (1989), *Hoek* y *Marinos* (2000) y otros. Por su simplicidad y utilidad, están los criterios RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de *Bieniawski* (1989) y GSI (Índice de Resistencia Geológica) de *Hoek* y *Marinos* (2000), los mismos que

se determinan utilizando los datos de los mapeos geomecánicos efectuados en el área de estudio de U.M. Tacaza CIEMSA.

3.9.15.Determinación de Índice RQD (Rock Quality Designation)

Considerando el dominio estructural se ha determinado el RQD (Rock Quality Designation), en una línea de detalle de 13 m y la calificación ha sido conforme la Tabla 3.6 en donde se muestran las variaciones del valor de RQD y la calidad de la masa rocosa (Deere et al., 1970).

Tabla 8: *Valuación de calidad de roca según RQD (Deere et al., 1970)*

RQD (%)	Calidad de Roca
<25	Muy Mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy Buena

Fuente: ISRM

3.9.16.Determinación de RQD (Rock Quality Designation)

El RQD se ha obtenido haciendo uso de la propuesta de Priest and Hudson (1976), a partir de la frecuencia de discontinuidades λ en una longitud de línea de detalle de 13.00 m:

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

Donde:

λ=Número de discontinuidades por metro lineal.

El valor de λ se calcula en la línea de detalle se tiene:

Longitud total=13.00 m.

Número de diaclasas= 83 diaclasas

$$\lambda=83/13=6.38$$

$$RQD=100e^{-0.1*6.38}(0.1*6.38+1)$$

$$RQD=100(0.528) * (1.638)$$

$$RQD= 52.8 * (1.638)\%$$

$$RQD= 86\%$$

3.9.17. Dominio estructural de la masa rocosa

Según Aponte (2005), El dominio estructural de la masa rocosa es evaluado en la línea de detalle de 13 .00 m se muestra en la Tabla 3.7, Tabla 3.8.

Tabla 9: Ábaco de valoración general de discontinuidades, Bieniawski 1989.

N° diaclasas Buzamiento Dir. Buz. set	Espacio (mm)	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno Espesor (mm)	Meteorización	Aguas Subterráneas
		1.>2000	1.<1	1. Cerradas	1. Muy R.	1. Ninguno	1. Sana
	2. 600-2000	2. 1-3	2. Muy ang. <0.1	2. Rugosa	2. Duros<5 mm	2. Ligera	2. Húmeda
	3. 200-600	3. 3-10	3. Ang.0.1-1.0	3. Med. Rugoso	3. Duro>5m	3. Moderada	3. Mojado
	4. 60-200	4. 10-20	4. Abierta 1.5-5.0	4. Lig. Rugosa	4. Suave<5 mm	4. Muy meteorizado	4. Goteo
	5. <60	5. >20	5. Muy Abierta >5.0	5. Lisa	5. Suave>5 mm	5. Descompuesto	5. Flujo de

Fuente. Ingeniería geológica – Gonzales de Vallejo L. 2002.

Tabla 10: Dominio estructural de la masa rocosa en progresiva 0.00 -13.00 m.

Parámetro	PROGRESIVA 0.00-13.00 m				Valor en rosseto
	Set 1	Set 2	Set 3	Set 4	
Buzamiento)/Dirección de Condiciones de diaclasas	66/238	72/290	47/030	78/091	N13°E o
	Resultados				
	Resultados por set				Resultado
Espaciado(mm)	3	4	4	4	4. 60-200
Persistencia	3	3	4	3	3. 3-10
Apertura	3	3	3	3	3. Ang. 0.1-1.0
Rugosidad	3	3	3	4	3. Med.
Relleno	3	3	3	3	3. Duro >5mm
Meteorización	4	3	4	4	4. Muy
Agua subterránea	1	1	1	1	1. Seco

Fuente. Elaboración propia.

3.9.18. Clasificación geomecánica de RMR de Bieniawski 1989

El índice RMR (*Rock Mass Rating*), de *Bieniawski 1989* evalúa la calidad del macizo rocoso a partir de seis parámetros, ver Tabla 3.9 y tabla 3.10.

- Resistencia a la compresión uniaxial.
- R.Q.D. Rock Quality Designation.
- Espaciado de las discontinuidades.

- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones hidrológicas.
- Ajuste por orientación de las juntas.

Tabla 11: Abaco de clasificación geomecánica de RMR Bieniawski 1989.

PARÁMETRO		RANGO DE VALORES							
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo Carga puntual	> 10 MPa	4 – 10 MPa	2 – 4 MPa	1 – 2 MPa			
		Compresión simple	> 250 MPa	100 – 250 MPa	50 – 100 MPa	25 – 50 MPa	5 – 25 MPa	1 – 5 MPa	< 1 MPa
	VALOR	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD	90 – 100 %	75 – 90 %	50 – 75 %	25 – 50 %	< 25%			
	VALOR	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las discontinuidades	> 2 m	0.6 – 2 m	0.2 – 0.6 m	6 – 20 cm	< 6 cm			
	VALOR	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m		
		VALOR	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm		
		VALOR	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		VALOR	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno Duro < 5 mm	Relleno Duro > 5 mm	Relleno Blando < 5 mm	Relleno Blando > 5 mm		
		VALOR	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		VALOR	6	5	3	1	0		
VALOR		30	23	13	6	0			
5	Flujo de agua en las discontinuidades	Relación $P_{\text{agua}} / \sigma_{\text{principal}}$	0	0 – 0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	> 0.5		
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente Húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	VALOR	15	10	7	4	0			

Figura Abaco de clasificación geomecánica de RMR *Bieniawski* 1989
Fuente. *Bieniawski* 1989

Tabla 12: Rock Mass Rating (RMR) progresiva 00.00 m -13.00 m.

Banco de producción 4330S - 4325S tajo central : Progresiva 0.00 – 13.00 m.		
PARÁMETRO	VALOR	PUNTAJE
Resistencia compresiva uniaxial (RCU)	66.41MPa	7
RQD	86 %	17
Espaciado	4. 60-200	15
Persistencia	3. 3-10	2
Apertura	3. Ang. 0.1-1.0	3
Rugosidad	3. Med. Rugosa	3
Relleno - espesor	3. Duro >5mm	2
Meteorización	4. Muy meteor.	1
Agua subterránea	1. Seco	15
RMR básico		65

Fuente: Elaboración propia.

3.9.19.Determinación de Q de Barton (1979)

El Índice Q es posible obtener por correlación a partir de RMR 1989

$$65=9\ln Q+44.$$

$$Q= \text{Exp}(21/9).$$

$$Q=\text{Exp}(2.3333).$$

$$Q=10.27.$$

3.9.20.Resultados de acuerdo a hipótesis específico 2

Las características geomecánicas del macizo roco nos permitirá diseñar adecuadamente la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de rocas de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

3.9.21.Perforación

Es la primera operación unitaria cuya finalidad es aperturar taladros verticales de diámetro 3.00 pulg con profundidad de 5.00 m y 0.5 m de sub - *drilling*, utilizando perforadoras rotativas *trackdrill*. Las perforadoras *trackdrill* utilizan la roto-percusión como mecánica de penetración un factor importante a considerar en este tipo de perforación es el tipo de roca, sus características o propiedades con lo que se define el diámetro de taladro que en este caso ya está establecido que es de 3” , profundidad de taladro que varía de tres a cinco metros la roto percusión se basa en rotar una broca ya sea de botones o de insertos, y a la ves activar un martillo que da el avance; este tipo de perforación usa energía neumática para producir la rótula, esta energía es suministrado por una compresora.

3.9.22. Características de la perforadora

- Marca y modelo : *Trackdrill*
- Tipo : Martillo de fondo – neumático
- Tipo de avance : Cadena

Dimensiones de varillaje y broca

- Longitud de barra : 3.20 metros
- Longitud de martillo : 1.00 metro
- Tipo de broca : Botones
- Diámetro de broca : 3 pulgadas

Comprensora.

- Marca y modelo : Ingersoll-rand
- Velocidad de motor : 1850 RPM
- Presión neumática : 84 PSI (579,2 KPA)
- Consumo de petróleo : 55 Gal/día

Lubricación.

- Comprensora : Mobil grado 40
- Motor : Multigrado 15W-40
- Perforadora : Allmo 525
- Consumo de aceite : 0.5 gal/ día
- Combustible : 5,00 gal/día.

La perforación que realiza la U.M. Tacaza se caracteriza por el uso de:

- Perforadora *track drill* neumática sobre oruga asistida con una comprensora y el diámetro del taladro que se usa es de 3” con una profundidad promedio de tres a cinco metros, ver Figura 3.48.



Figura 71: Perforadora track drill.

Fuente. Unidad Minera Tacaza.

3.9.23. Precisión en perforación

- La precisión en la perforación es mucho más importante que para cualquier otro tipo de voladura.
- Los taladros deben encontrarse en el plano o superficie que se desea conseguir y mantenerse paralelos en la distancia que ha sido fijada en los cálculos.
- Existen varias causas de desviaciones de los taladros y sus correctivos correspondientes.

3.9.24. Influencia de calidad de macizo rocoso en perforación y voladura en banco de producción

Según Mucho R. (2012), tienen bastante influencia tanto en el diseño como en los resultados de la voladuras de contorno, en el presente trabajo de investigación han sido debidamente evaluadas conforme la escala de valoración de *Bieniawski* 1989, se ha obtenido un RMR de 65, las propiedades más importantes son:

- Las resistencias dinámicas a la tracción y compresión.
- Nivel de alteración de la roca.
- Grado de fracturamiento, espaciamiento de discontinuidades, orientación de la fracturas y relleno de las mismas.
- Tensiones residuales del macizo rocoso.
- Grado de homogeneidad de la formación rocosa.

3.9.25. Voladura

La finalidad de realizar una voladura es de romper y de mover material útil o económico con el fin de tratarlo y obtener utilidades.

El tamaño máximo de mineral requerido en la planta es de 3 pulgadas, razón por la cual esta actividad es realizado con sumo cuidado. El explosivo principal utilizado es el ANFO con energía/peso de explosivo 711 kcal/kg; Actualmente se está trabajando con FAMESA. La voladura es un campo bastante amplio el cual considera factores como:

- La influencia de las propiedades de la roca en la fragmentación
- Criterios de selección de explosivos
- Variables de diseño de voladura
- Disposición geométrica de los taladros
- Tiempos de retardos

Todos ellos constituyen los principales problemas en la práctica de voladura .la expansión de la minería a cielo abierto y el perfeccionamiento de las máquinas de perforación han hecho que se tome más énfasis .seguidamente presentamos aspectos teóricos utilizados en voladura.

3.10. Características geométricas en perforación y voladura de pre corte

3.10.1. Perforación de pre corte en banco de producción de tajo central

La perforación de pre corte en los bancos de producción del tajo central se realiza con equipos de *trackdrill* con un ángulo de inclinación aproximado de 75°, .el proceso de instalación e inicio de operación de perforación ver Figura 3.49.



Figura 72: Perforación de pre corte en tajo central.

Fuente. Área de operación de U.M. Tacaza – CIEMSA.

3.10.2. Voladura de pre corte (*Presplitting*)

- Una hilera de taladros del mismo diámetro, con espacios entre 0,5 a 0,8 veces el burden normal, todos con carga explosiva linear o amortiguada, disparada preferentemente antes de la voladura principal o simultáneamente con ella. Prepara la cara lisa límite de voladura.

Ventajas de voladura de pre corte.

- Costos de perforación más bajos que la perforación en línea.
- Elimina movimientos de equipo por segunda vez.
- Puede ser disparada días antes que la voladura principal.

Desventajas de voladura de pre corte.

- Los resultados se aprecian después de la excavación de la voladura principal.
- No se aprovecha la energía de la voladura principal.
- La perforación puede requerir desbroce preliminar.

3.10.3. Elementos básicos para diseño de bancos

Altura de banco (H). Es la distancia vertical desde la superficie superior (cresta) a la inferior (piso)

$$H = 5 * D,$$

D: diámetro en pulg.

Burden o piedra (B). Es la línea de menor resistencia a la cara libre, se considera igual al diámetro del taladro expresado en metros o se aplica a las siguientes relaciones:
 $B = 1.50.$

Espaciamento (E). Es la distancia entre los taladros de una misma fila, normalmente es igual al burden.

$$E = 1.80 \text{ para mineral.}$$

$$E = 2.50 \text{ para desmonte.}$$

Profundidad de taladro (L). Es la altura del banco más la sobre perforación necesaria que será aproximadamente igual a $0.3B$.

$L = 5.00 \text{ m (5.50)}$.

Diámetro del taladro (D). Depende del equipo de perforación disponible.

$D = 3$ pulgadas.

$D \approx 3.5$ pulgadas.

Taco (T). Es un sello de material inerte que se coloca en la boca del taladro para retardar los gases en el momento de la detonación, generalmente es de $1/3 H$.

$T = 1 \text{ m}$.

Columna explosiva. Es la parte activa del taladro en voladura, usualmente comprende de a $2/3$ de su longitud.

Carga específica (KG/m^3). Es la cantidad de explosivo utilizado por m^3 de roca volada.

Volumen y tonelaje. Es el volumen de material debe ser igual o cercano al calculado en diseño de la voladura.

Consumo específico real del explosivo. Resulta de dividir el volumen total entre el total de explosivo utilizado.

2.7.6. *Criterios de selección de explosivos.*

Intervienen los siguientes factores en la selección de explosivos

Diámetro de carga. En el uso de explosivos cuyas velocidades de detonación varían en relación directa con el diámetro, considerar lo siguiente:

- Los taladros con diámetro inferior a 50 mm emplear hidrogeles, o dinamitas encartuchadas

- Para taladros entre 50 y 100mm el ANFO es adecuado en las voladuras de bancos con carga de columna
- Para taladros por encima de los 100 mm es adecuado el uso de ANFO, aunque en rocas duras es preferible diseñar las columnas en forma selectiva y con un buen sistema de iniciación.
- Finalmente, los explosivos gelatinosos y pulverulentos encartuchados se siguen usando en diámetros pequeños pero en taladros de tipo medio están siendo sustituidos por hidrogeles y emulsiones encartuchadas.

Características de la roca. Las propiedades del macizo rocoso son las variables más importantes por su influencia directa en los resultados de las voladuras y también por su interrelación con otras variables de diseño la resistencia compresiva uniaxial es de 66.41 MPa.

3.10.4.Finalidad de Voladura de pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en U. M. Tacaza – CIEMSA

Según Hidalgo,T, López,I, Pincheira,J. Troncoso A. (2012), la voladura de pre corte tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la tronadura, esto debido a una serie de tiros en una sola fila de excavación con el objeto de generar una discontinuidad o plano de fractura. Los tiros son generalmente del mismo diámetro y sin pasadura. Los beneficios de la voladura de pre corte son:

- Formación de una pared de banco más estable
- Generar el límite de penetración de la pala.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

El pre corte debe permitir fracturar un plano para atenuar vibraciones en la voladura principal, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles. A parte de las vibraciones, el empuje de gases de explosión generados en las voladuras también es responsable de los daños producidos en la pared final, por lo tanto la línea de fractura generada por el pre corte también debe actuar como zona de evacuación de gases.

3.10.5.Resultado de la voladura antes de aplicación de pre corte banco de producción 4330S - 4325S tajo central

Antes de la aplicación del pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA. Los resultados han sido muy variados respecto a la presencia de bolones en las paredes de los bancos y al pie de los mismos que han requerido de trabajos adicionales con un costo adicional que dificultan el proceso de carguío transporte de minerales y de estériles, necesariamente tiene que ser triturados para la circulación de camiones de transporte.

3.10.6.Bolones de rocas colgadas en la pared del banco 4330S - 4325S tajo central

La presencia de bolones de tamaños que sobre pasan a 1.00 m de diámetro es frecuente, si no se realiza el desate de los bolones es evidente que puede causar daños a los trabajadores y a los equipos de la operación minera en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA, ver Figura 3.50

3.10.7.Descostramiento de bloques colgados

Los bloques colgados son macizos rocoso de dimensiones mayores, al momento de desprenderse ocasionan deslizamiento de las capas o estratos de acuerdo al plano de debilidad en dirección abajo del talud del banco de producción, la acumulación de minerales o estériles como resultado del descostramiento en el pie del banco ocasionan daños a los neumáticos de camiones de transporte, ver Figura 3.51, Figura 3.52, generalmente ocurre en época de lluvias en vista que las precipitaciones son muy frecuentes.

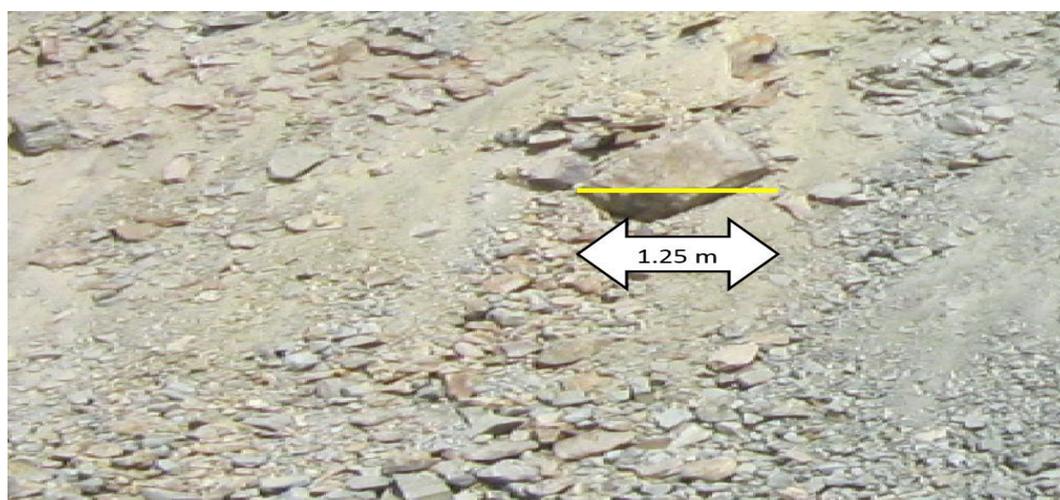


Figura 73: Bloques colgados en tajo central en banco de producción 4330S - 4325S

Fuente. Área de operación de U.M. Tacaza – CIEMSA.



Figura 74: Descostramiento en carguío en banco de producción 4330S - 4325S

Fuente. Área de operación de U.M. Tacaza – CIEMSA.

3.10.8. Estructura de macizo rocoso colgado

Es una estructura del macizo rocoso que sobre sale en la pared del banco de producción su desprendimiento pendiente abajo es eminente, ver Figura 3.53



Figura 75: Descostramiento por meteorización en banco de producción 4330S – 4325S

Fuente. Área de operación de U.M. Tacaza – CIEMSA.



Figura 76: Estructura de macizo rocoso colgado en banco de producción 4330S – 4325S

Fuente. Área de operación de U.M. Tacaza – CIEMSA

3.10.9. Voladuras de pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza – CIEMSA

Consiste crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción. El disparo de los taladros de pre corte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es pues en dos etapas, el pre corte (*presplitting*), nos permite:

- Generar una fractura en el contorno de la voladura, aislando así la roca a fragmentar del resto del macizo rocoso.
- Los taladros se perforan con espaciamiento reducido, con su carga de explosivo pre calculado y se les detona simultáneamente antes que los taladros de producción.
- La fractura generada permitirá la disipación de la onda de compresión y de los gases provenientes de los taladros de producción.
- Según la teoría de la elasticidad, asumiendo que la roca se comporta como un sólido elástico y homogéneo, se pueden deducir las fórmulas que permiten el cálculo del espaciamiento entre taladros de pre corte, de forma que crean una fractura de tensión a lo largo de la fila de contorno.
- Las tensiones originadas por la detonación de un taladro pueden ser aproximadas al caso de un tubo cilíndrico de espesor infinito.
-

3.10.10. Aplicación de voladura controlada en superficie (banco de producción y pre corte)

El principio de la detonación simultánea de taladros alineados y estrechamente separados se aplica también en voladura superficial, para obtener paredes lisas en taludes de carretera, límite final de bancos en tajos abiertos y obras de cimentación o de drenaje.

3.10.11. Diseño Geomecánico de voladura controlada de pre corte

Para el diseño Geomecánico de la voladura controlada de pre corte se requiere información de las características del macizo rocoso, las propiedades mecánicas y las propiedades físicas de roca intacta y de macizo rocoso de la zona de estudio es decir del banco de producción del tajo central de la UM.M. Tacaza – CIEMSA.

3.10.12. Parámetros geomecánicos de roca intacta y macizo rocoso

Para el cálculo y diseño de la voladura controlada se requiere algunos datos de laboratorio y la determinación de valores del macizo rocoso que se logra con el uso de equipos apropiados para tal caso sin embargo es posible determinar mediante el uso de software *Rocdata 3.0*, ver *Figura 3.54*.



Figura 77: Estructura de macizo rocoso colgado en banco de producción 4330S - 4325S

Fuente. Elaboración propia.

Conocido como método indirecto aprobado por la ISRM (Sociedad Internacional de mecánica de rocas), específicamente mediante el uso del *software* de *rocscience*

principalmente, para la evaluación de esfuerzos en el macizo rocoso mediante la generalización de criterio de *Hoek - Brown* y criterio de falla de *Mohr Coulumb*,

Los datos de ingreso y sus resultados se observan en ver Figura 3.55, Tabla 3.11, los dos criterios de falla se correlacionan con comportamiento no lineal en primer caso y lineal en el segundo, ver Figura 3.56, Figura 3.557 y Figura 3.58

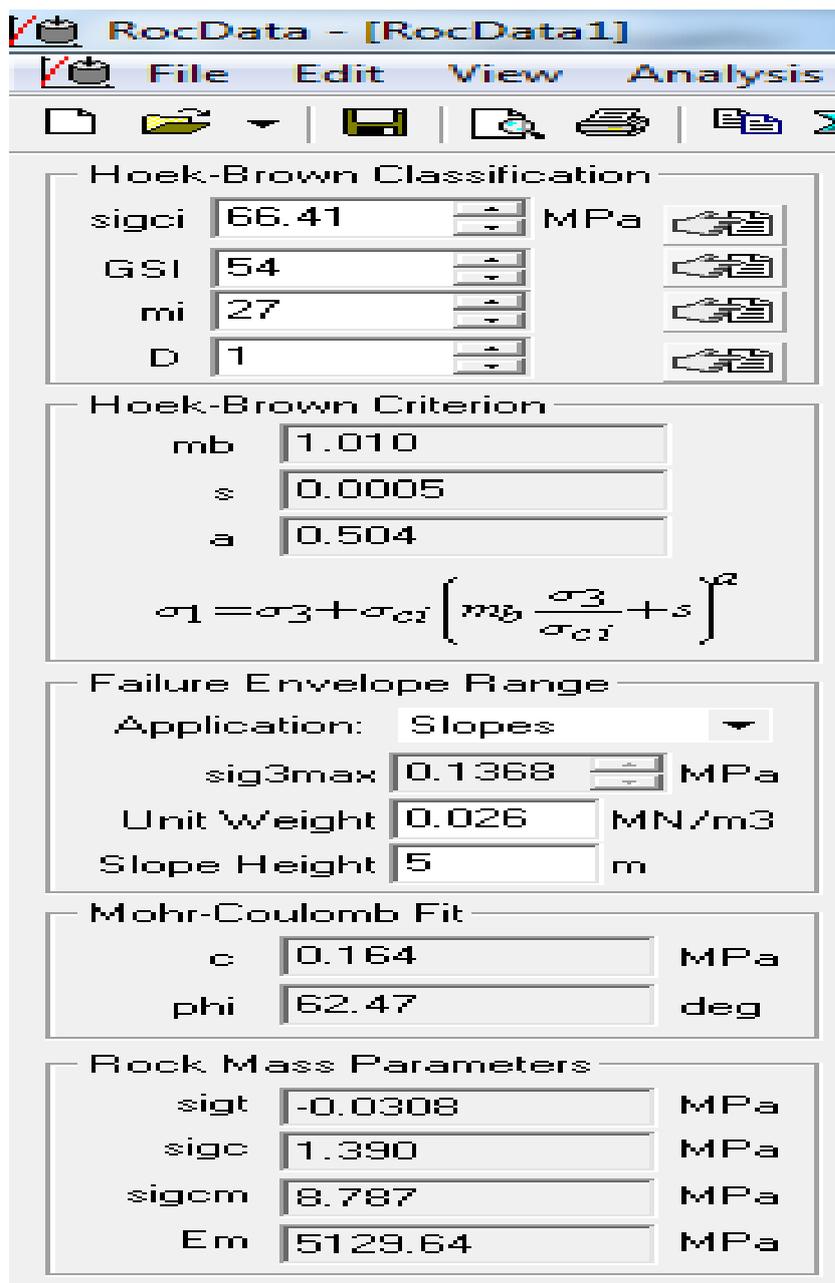


Figura 78: Panel principal de software Rockdata 3.0.
Fuente. Elaboración propia.

Tabla 13: Ingreso de datos y resultados en Rockdata 3.0

Hoek-Brown Classification:	
Sigci	: 66.41 MPa
GSI	: 54
Mi	: 27
D	: 1
Hoek-Brown Criterion:	
Mb	: 1.01017
S	: 0.000468176
A	: 0.504342
Failure Envelope Range:	
Application Slopes	
Sig3 max	: 0.13648 MPa
Unit Weight	: 0.026 MN/m ³
Slope Height	: 5 m
Mohr-Coulomb Fit:	
C	: 0.164 MPa
Phi	: 62.47 degrees
Rock Mass Parameters:	
Sigt	: -0.0308 MPa
Sigc	: 1.390 MPa
Sigcm	: 8.787 MPa
Em	: 5129.64 MPa

Fuente. Elaboración propia.

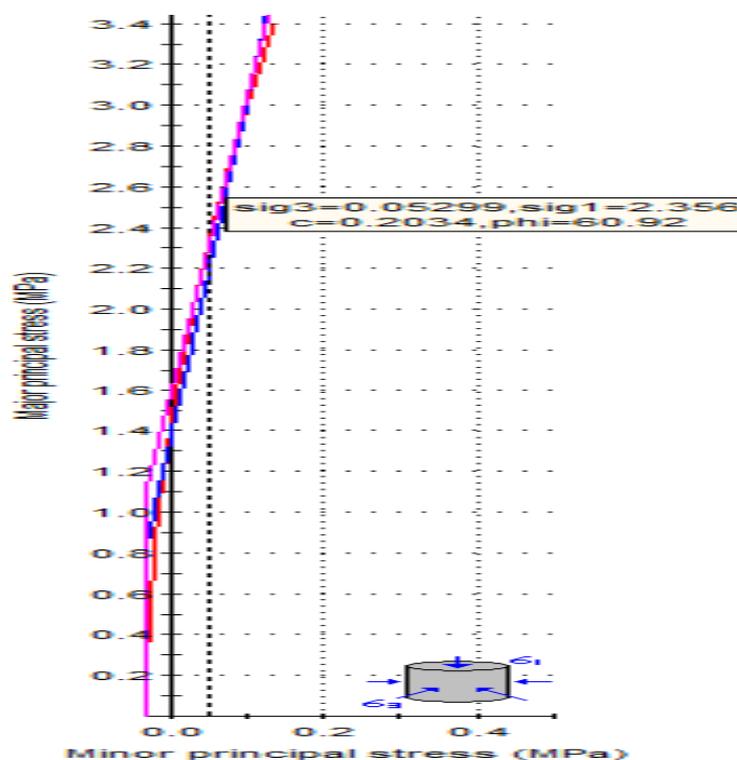


Figura 79: Comportamiento de esfuerzo principal menor y esfuerzo principal mayor

Fuente. Elaboración propia

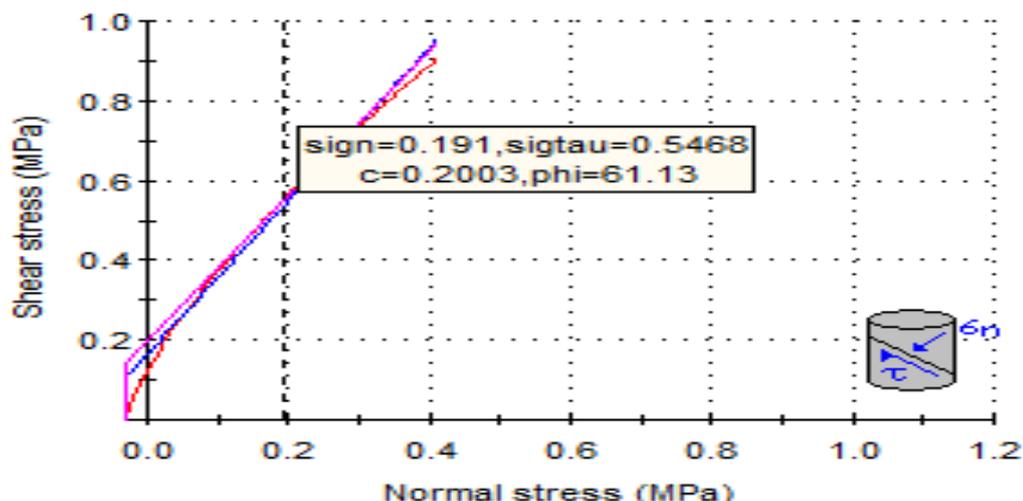


Figura 80: Comportamiento de esfuerzo normal y esfuerzo de cizalla.
Fuente. Elaboración propia

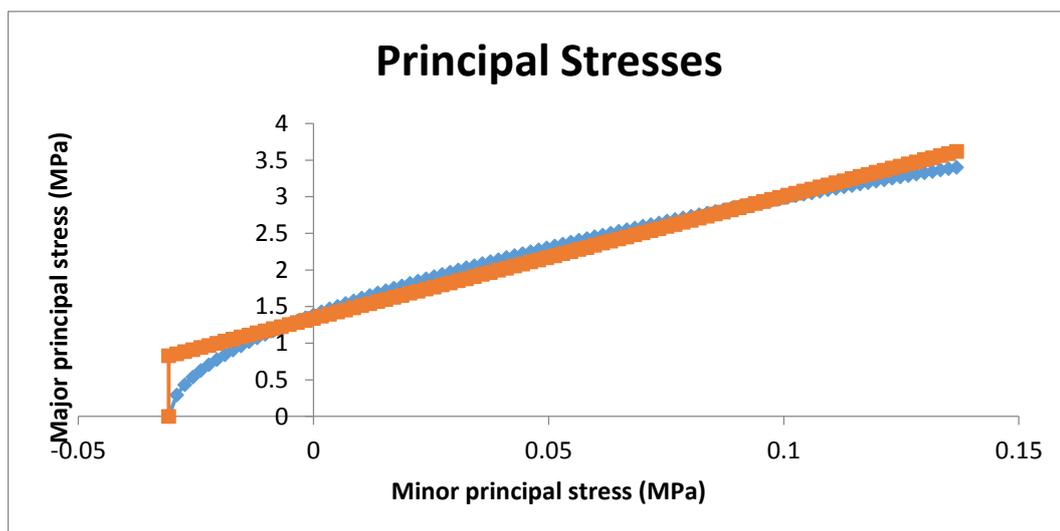


Figura 81: Criterio de rotura lineal y no lineal en Rockdata 3.0
Fuente. Elaboración propia.

3.10.13. Datos para cálculo de distancia entre taladros de pre corte.

Para determinar el espacio entre taladros de pre corte se requiere informaciones los cuales se han obtenido haciendo uso de software Rockdata 3.0, la otra manera de obtener datos es haciendo mediciones en terreno insitu, mapeos geomecánicos respectivos y las pruebas en laboratorio de mecánica de rocas, veamos Tabla 3.12, Tabla 3.13, Tabla 3.14 y Figura 3.59, Figura 3.60, Figura 3.61, Figura 3.62, respectivamente, donde se demuestran sus características fundamentales.

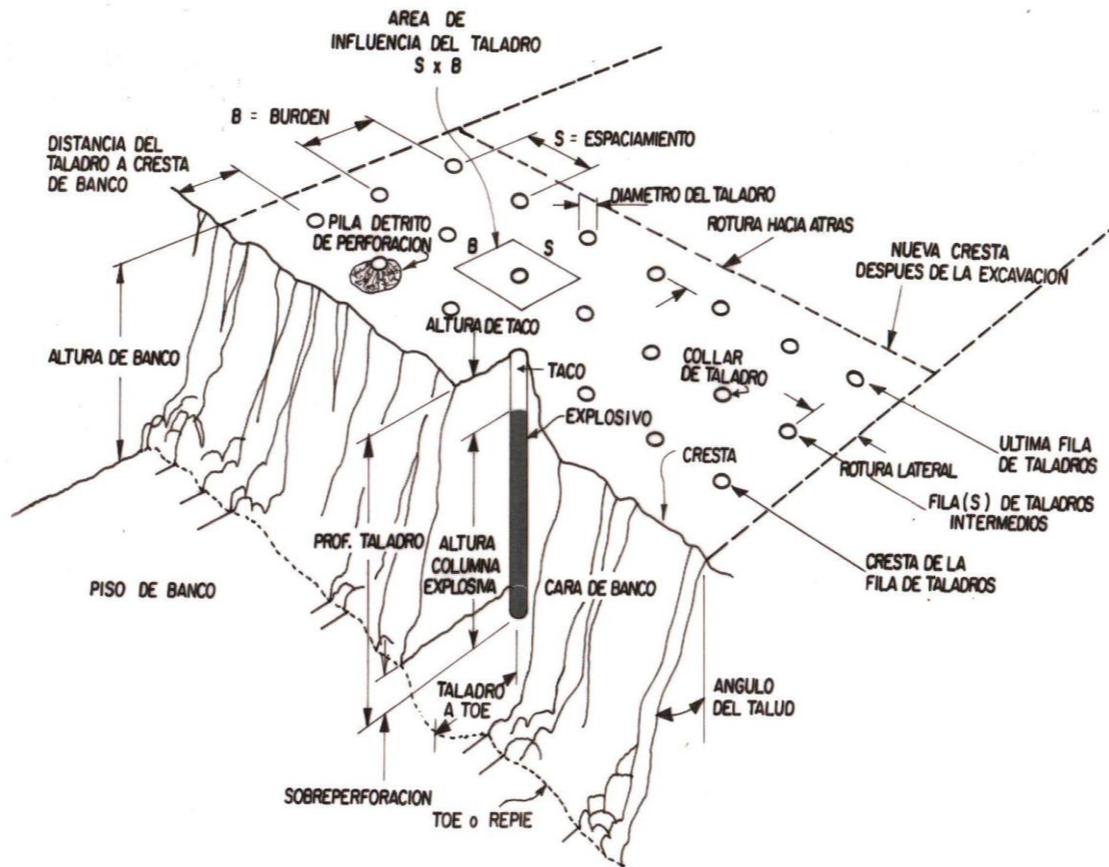


Figura 82: Características geométricas fundamentales de un banco.

Fuente. Perforación y voladura de rocas UNMSM - Mucho R. (2009)

Tabla 14: Características geomecánicas y geométricas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la U. M. Tacaza - CIEMSA.

Roca	Andesita porfírica
Densidad seca	2.73 gr/cm ³ .
Resistencia a la tracción (psi)	-4.496 psi (-0.031 MPa)
RCU del macizo rocoso (psi)	188.549 (1.30 MPa)
Diámetro de taladro	3.5 Pulg.
Diámetro explosivo	3.5 Pulg.
Presión detonación explosivos	1,015.272 psi
Longitud del taladro	5.00 m (sin sobre perforación).

Fuente. Elaboración propia.

Las características geométricas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central son:

- Largo (prom) : 34.00 m.
- Ancho (prom) : 5.20 m.
- Altura (prom) : 5.00.

Tabla 15: Estadística de longitud de taladro.

		Longitud de taladro			
		Frecuencia	Porcentaje	Porcentaje válido	Porcentaje acumulado
Válidos	REGULAR 4.60 m	5	33,3	33,3	33,3
	BUENA 5.00 m	6	40,0	40,0	73,3
	MUY BUENA 5.16 m	2	13,3	13,3	86,7
	EXCELENTE 6.04 m	2	13,3	13,3	100,0
Total		15	100,0	100,0	

Fuente. Bravo, 2018

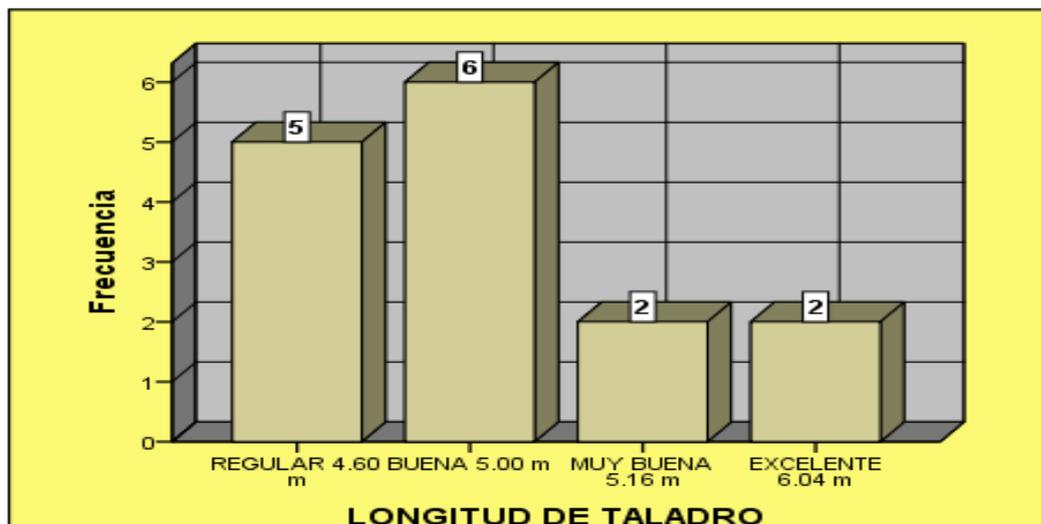


Figura 83: Histograma de longitud de taladro.

Fuente. Bravo A. 2018.

***) ROCA CON POCA PRESENCIA DE AGUA**

CARGUIO A:

CEBO	Diametro (pulg)	Und. / Tal.	\$/Tal.
Booster Primer de 1Lb.		2 1/4 X	
Emulex 80		2 1/2	
COLUMNA DE CARGA		kg. / Tal.	
Examon V		X	
Bolsas de plastico		3 1/2 X	
INICIADORES		Longitud (m)	Und. / Tal.
Detonadores No Electricos Exsaneles		7	X
Detonadores No Electricos tipo dual Handidet		8	
Detonador Ensamblado		3.048	X
ACCESORIOS		mts. / Tal.	
Cordon detonante 5gr		X	
PRECIO TOTAL / TALADRO.			

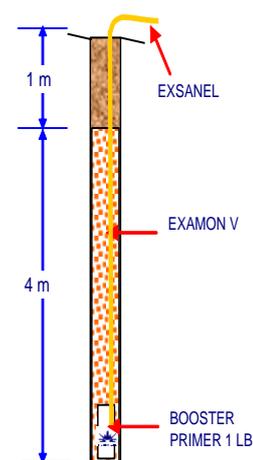


Figura 84: Diseño de taladro con carga explosiva con examen v de 5.00 m de longitud

Fuente. Unidad Minera Tacaza - CIEMSA

Tabla 16: Reporte de voladura de U. M. Tacaza – CIEMSA.

REPORTE DE VOLADURA - U. M. TACAZA							
No.	149/07						
Fecha:	15/06/2016						
Hora:	13:16						
Banco:	4325 C				Sección:	769N	
DIMENSIONES							
LARGO	33.9	ANCHO (prom.)	5.2	Altura (prom.)	5.00		
Volumen	885						
TIPO MATERIAL				LEYES DEL MINERAL			
Mineral	885		m ³	2,159	TMS	2.40	% Cu
						0.46	% Cu óxido
Oxido			m ³		TMS		% Cu
Desmante			m ³		TMS		% Cu
PERFORACION							
No. de	5.00	m/tal	59		tal		
Nº. Taladros	5.00	m/tal	1		tal		
Long. Perforada			300		m		
Tiempo Total			13.1		hrs		
Rendimiento			23		m/hr		
EXPLOSIVOS USADOS				Costo unit.	Costo Total		
Examón			990	kg	US\$	0.90	US\$ 891.00
Slurrex				kg	US\$	1.40	US\$ 0.00
Semexa 65%			0.16	kg	US\$	2.33	US\$ 0.38
Booster			59	un	US\$	3.38	US\$ 199.42
Detonador ens. 7'			2	un	US\$	1.59	US\$ 3.18
Detonador no eléctri. EXANEL			59	un	US\$	1.69	US\$ 99.71
Cordon Detonante			90	m	US\$	0.18	US\$ 16.20
Retardo para C.D. 75 ms				un	US\$	2.5	US\$ 0.00
Retardo para C.D. 100 ms				un	US\$	2.5	US\$ 0.00
COSTO TOTAL US\$							1210
COSTO UNITARIO US\$/TMS							0.56
COMENTARIOS							
Fragmentación	Muy buena						
Estado del piso	Buena						
Problemas	Ninguna						
Observaciones	Ninguna						

Ing. Justo Arellano R.
Superintendente de Mina (E)

Fuente. Bravo 2018

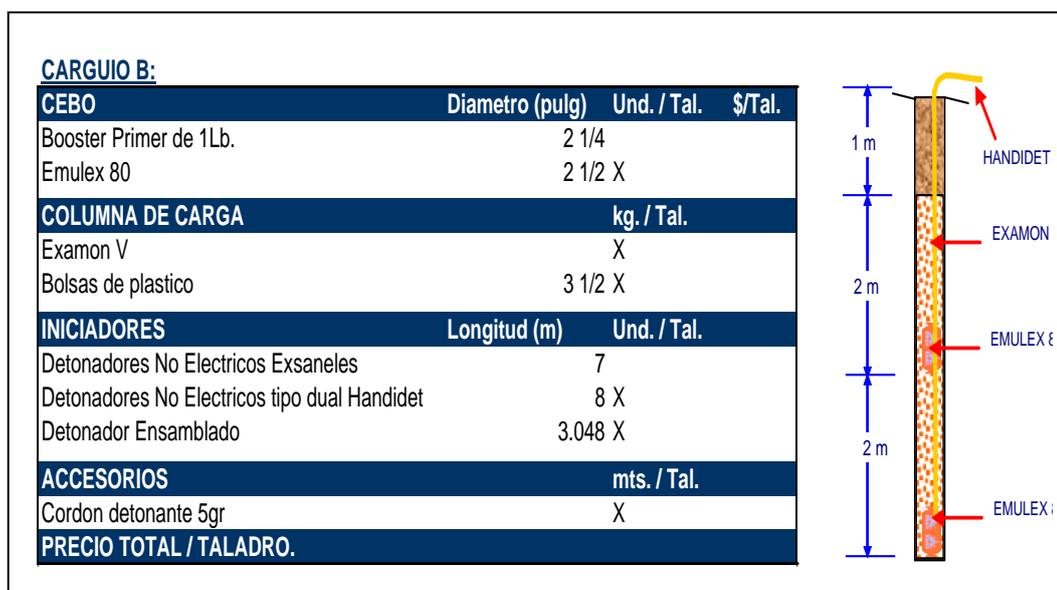


Figura 85: Diseño de taladro con carga explosiva con emulex 80 de 5.00 m de longitud

Fuente. Unidad Minera Tacaza - CIEMSA

3.10.14. Burden y Espaciamiento para roca de calidad buena RMR 65 en banco de producción 4330S - 4325S tajo central.

Según Bravo A. (2018), referente al cálculo del burden y espaciamiento existe una serie de autores y formulaciones, pero definitivamente está sujeto de acuerdo, a las características geomecánicas para un macizo rocoso de calidad buena de RMR 65 y características geológicas de la roca en la que se trabajara, explosivo a usar, diámetro y longitud de perforación, y finalmente la fragmentación que se desee obtener, y en función a este último se ira corrigiendo en base a pruebas y error, en Tabla 3.15. Se observa el burden y espaciamiento de los taladros de producción.

Tabla 17: Malla para examen P y slurrex AP para voladura de producción

<i>EXPLOSIVOS</i>	<i>BURDEN</i>	<i>ESPACIAMIENTO: B*1.1</i>
<i>EXAMON P</i>	<i>1.8</i>	<i>2.0</i>
<i>SLURREX AP</i>	<i>2</i>	<i>2.2</i>

Fuente. Bravo 2018.

3.10.15. Cálculo de desacoplamiento de la carga explosiva.

Radio de acoplamiento.

$$RA = \sqrt{c} \left(\frac{Re}{RH} \right)$$

Considerando el diámetro del taladro es igual al diámetro del explosivo se tiene:

$$C = \frac{Re}{RH} = \frac{3.5}{3.5} = 1$$

$$C = 1$$

$$RA = (1)^{\frac{1}{2}} \left(\frac{3.5}{3.5} \right)$$

$$RA = 1$$

$$RA = 1$$

3.10.16. Presión del explosivo dentro del taladro.

$$(PBH)_d = (PBH)(RA)^{2.4}$$

$$(PBH)_d = (1015.272)(1^{2.4})$$

$$(PBH)_d = 1015.272.$$

3.10.17. Cálculo de espaciamiento de taladros de pre corte.

La determinación de espaciamiento de taladros de pre corte se han calculado considerando tres casos, es decir haciendo uso de fórmulas de varios autores, en los tres casos los resultados se aproximan a 1 m, los que se exponen a continuación,

Caso 1. Cálculo de espaciamiento de taladros de pre corte con fórmula propuesta por Enaex 2012.

$$X = \frac{RH[(PBH)_d + St + Sc]}{(St + Sc)}$$

$$X = \frac{3.5[1015.272 - 4.4961 + 188.549]}{(-4.4961 + 188.549)}$$

$$X = \frac{3.5[1199.3249]}{(184.05)}$$

$$X = 3.5(6.52)$$

$$X = 22.82 \text{ Pulg}$$

$$X = 23 \text{ Pulg}$$

$$X = 0.6 \text{ m}$$

$$X \approx 1 \text{ m.}$$

Caso 2. Cálculo de espaciamiento de taladros de pre corte con fórmula propuesta por EXSA 2004.

Según EXSA (2004), si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de pre corte será determinado por la ecuación:

$$E = 10 \times \emptyset$$

Donde:

E : Espaciamiento, en pulgadas.

\emptyset : Diámetro de los taladros vacíos, en pulgadas.

$$E = 10 * (3.5 \text{ pulg}).$$

$$E = 10 * (3.5).$$

$$E = 10 * (3.5 \text{ pulg}).$$

$$E = 30.5 \text{ pulg.}$$

$$E = 0.7747 \text{ m.}$$

$$E \approx 1.0 \text{ m.}$$

$$\text{Constante} = 12$$

$$E = 12 * (3.5 \text{ pulg}).$$

$$E = 12(3.5).$$

$$E = 12 * (3.5 \text{ pulg}).$$

$$E = 42 \text{ pulg.}$$

$$E = 1.06 \text{ m.}$$

$$E = 1.00 \text{ m.}$$

La constante 10 se aplica para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede llevarse uso de 12 ó 14. Debemos entender que la voladura controlada comprende dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión dentro del taladro. La presión de gases es clave por 10 que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado de material inerte (aproximadamente 2

pies de longitud) para evitar el escape prematuro de los gases producto de la detonación de los explosivos.

Se requiere de una carga de fondo de alta velocidad y con un diámetro muy cercano al diámetro del taladro para asegurar el arranque de la carga explosiva y evitar la formación de tacos en el fondo del taladro después del disparo.

Según EXSA (2004), se requiere como carga de columna un explosivo de baja potencia, baja velocidad de detonación y bajo brisance; estas características son muy importantes de tomarlas en cuenta ya que contamos con terrenos que están pre-fracturado por 10 que necesitamos entonces, un explosivo que no triture demasiado el mineral pero que si empuje hacia la cara libre. Esta carga de columna debe ser distribuida a 10 largo del taladro con la ayuda de espaciadores o con cartuchos de explosivo de menor diámetro que el diámetro del taladro, cargados continuamente (con un suave atacado) y obtener con ello, una fragmentación de mineral similar tanto en la zona del fondo del taladro como en el cuello de este y evitar con ello la presencia de material triturado y la presencia de bancos.

Caso 3. Cálculo de espaciamiento de taladros de pre corte con fórmula propuesta por Sutherland (1989).

Sutherland (1989), afirma que el espaciamiento entre los taladros del pre corte se reduce, si lo comparamos con el espaciamiento en una fila amortiguada. Esta disminución de espaciamiento se aplica principalmente para que exista una interacción entre pozos, debido a que a éstos se les ha reducido la carga considerablemente con el objeto de generar bajas presiones en sus paredes. Existen también algunas reglas para definir el espaciamiento entre pozos, como por ejemplo:

$$S = K * d$$

Donde S es el espaciamiento en mm, k es una constante entre 14 y 16, y d es el diámetro de perforación en mm. (Algoritmo propuesto por Sutherland en 1989).

Donde:

$$K= 14$$

$$d= 88.9 \text{ mm (3.5 pulg).}$$

$$S = 14(88.9 \text{ mm}).$$

$$S = 14(88.9 \text{ mm}).$$

$$S = 1244.6 \text{ mm}.$$

$$S = 1.2\text{m}.$$

$$S = 1\text{m}.$$

En banco de producción de U.M. Tacaza – CIEMSA, El espacio de taladro a taladro de pre corte es de 1.00 m.

Según Mucho (2012), para determinar el espacio entre taladros de pre corte existen varias propuestas sin embargo en un macizo rocoso de calidad media a buena y homogéneo pueden sugerirse las siguientes:

- Esta última formula es más efectiva en macizos rocosos homogéneos, para calcular el espaciamiento optimo entre dos taladros de pre corte una vez conocido el diámetro del taladro.
- En pre corte, es común utilizar taladros de pequeño diámetro que pueden variar entre 50 a 100 mm, con espaciamientos entre 0.6 a 1.2 m y una profundidad máxima de ~18m (60'), en el presente trabajo de investigación el diámetro es de 3.5 pulgadas es decir 88.9 mm
- La tendencia actual es de utilizar el mismo diámetro de taladro que el utilizado para la voladura de producción, ello permite reducir costos, ya que se puede utilizar un mayor espaciamiento, en la presente investigación el diámetro de taladro de pre corte es el mismo que el diámetro de producción además el diámetro del explosivo es igual al diámetro del taladro

3.10.18. Secuencia de salida de voladura de pre corte y producción

La secuencia de salida es muy importante porque dependiendo de ello se obtendrá la granulometría de la voladura, proyección de la carga disparada, y nivel de vibraciones si concentramos demasiada masa explosiva por retardo, bajo estos considerándolos, recomendamos la siguiente secuencia de salida para el Exsanel y el Handidet, ver Figura 3.63, Figura 3.64, respectivamente.

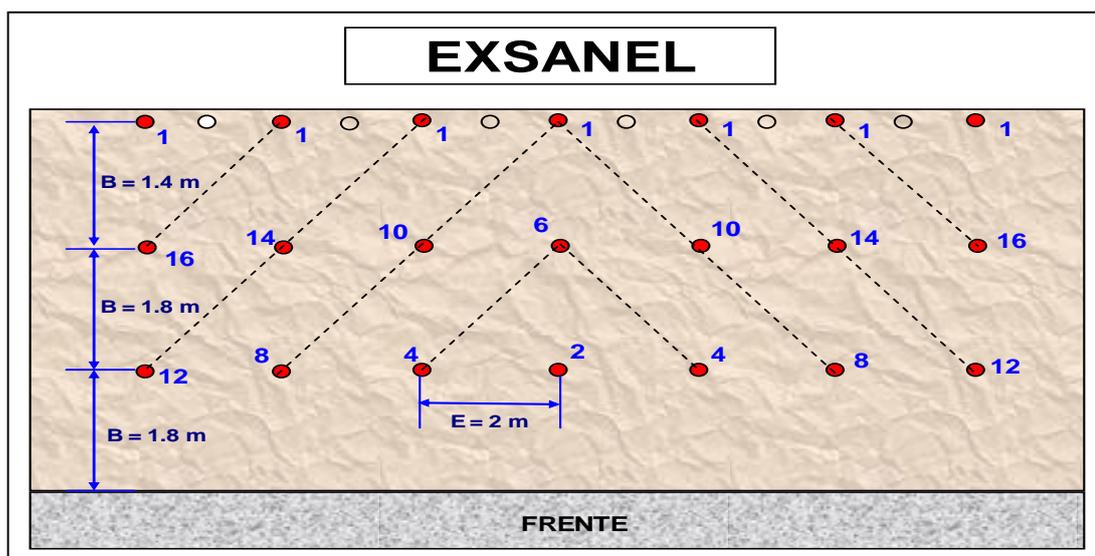


Figura 86: Diseño de malla de perforación de pre corte y producción para Exanel.

Fuente. Elaboración propia.

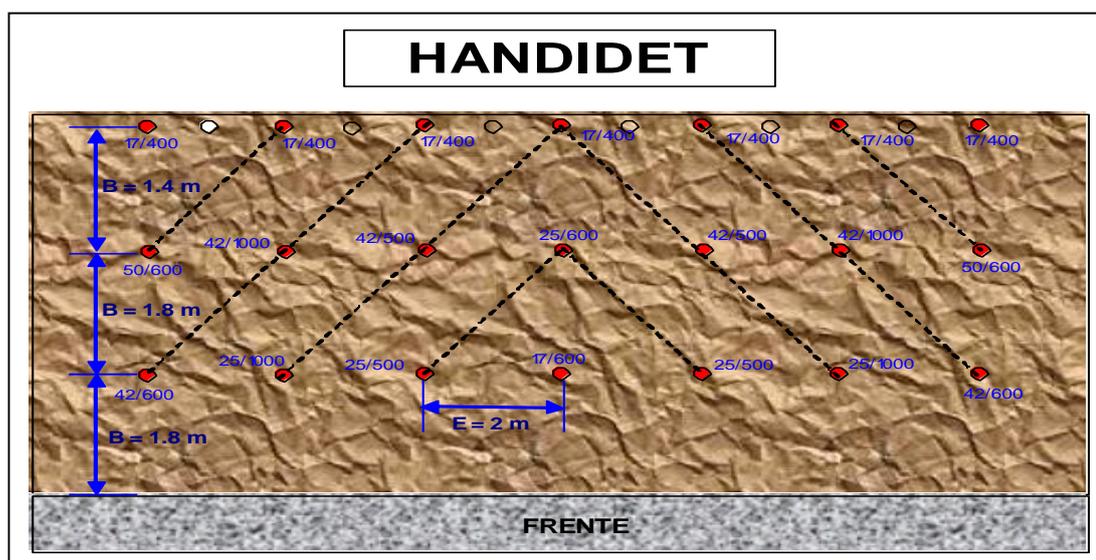


Figura 87: Diseño de malla de perforación para Handidet.

Fuente. Elaboración propia.

En ambos diseños de secuencia de salida los taladros que salen primero como pre-corte deben estar cargados y resultados satisfactorios, tal como se observa en Figura 3.64, Figura 3.65 y Figura 3.66.

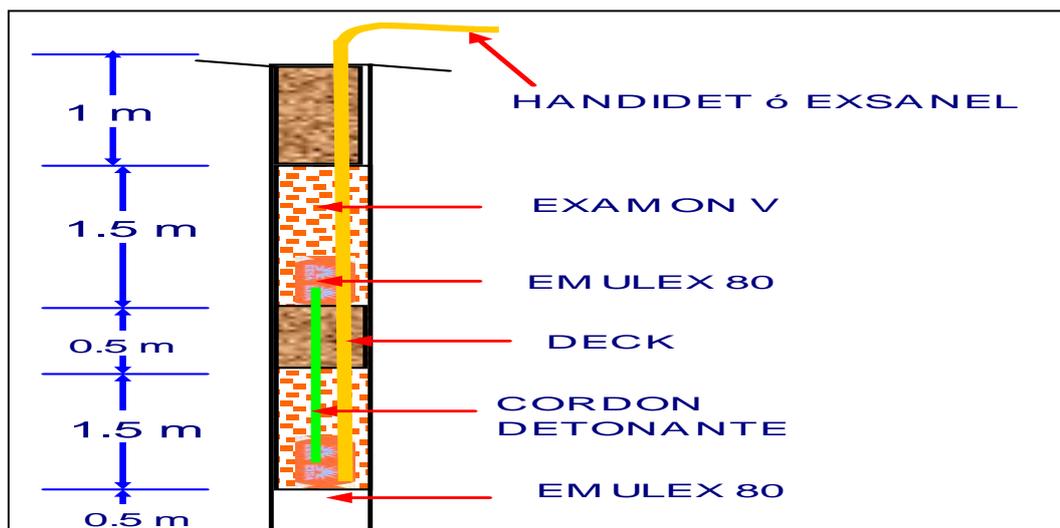


Figura 88: Diseño de taladro cargado para pre corte.

Fuente. Elaboración propia.

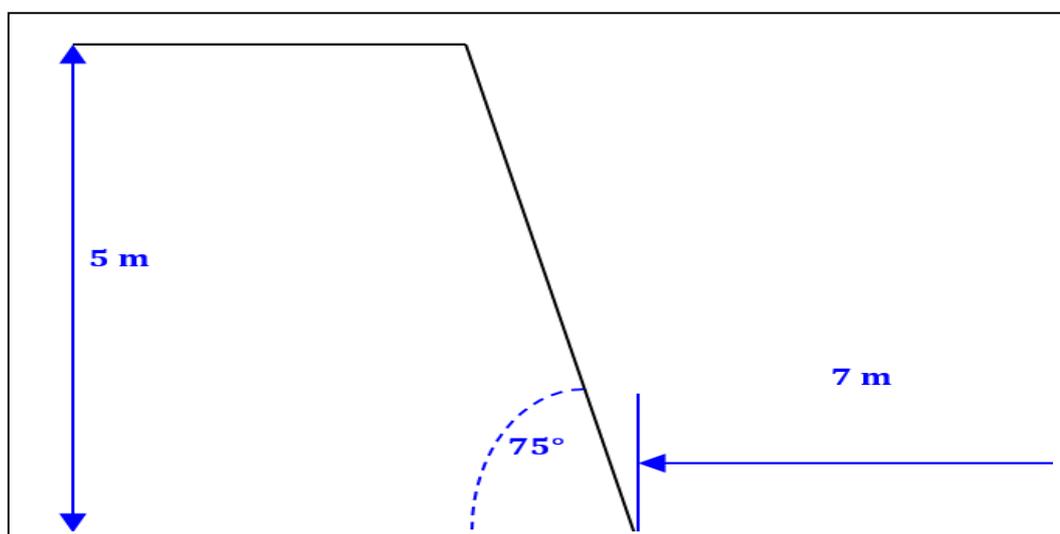


Figura 89: Diseño de talud.

Fuente. Elaboración propia



Figura 90: Caso de secuencia de salida de pre corte

Fuente. Minería superficial - Universidad de Chile 2005



Figura 91: Preparación de malla de perforación COEMPSA - CIEMSA Tacaza

Fuente. Propia

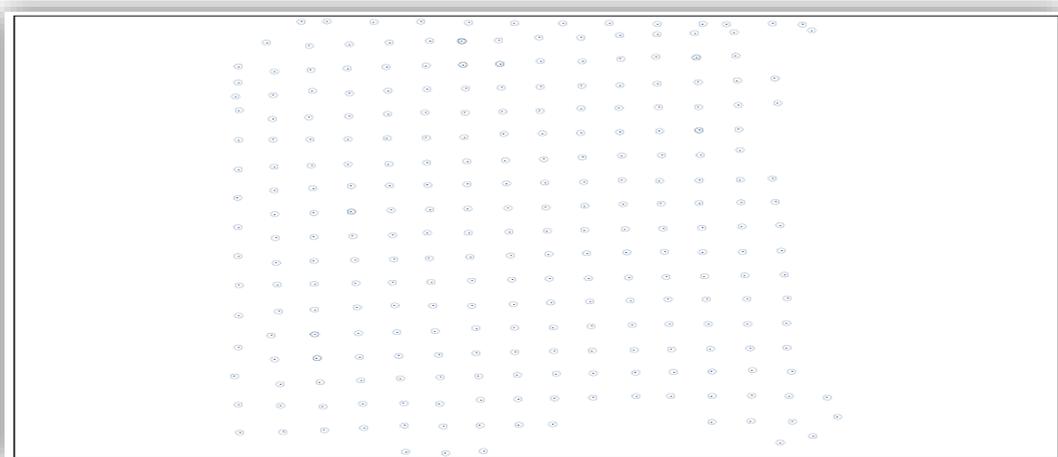


Figura 92: Malla de perforación COEMPSA - CIEMSA Tacaza

Fuente. Propia

3.10.19. Cálculo de carga explosiva a utilizarse en andesita porfirítica de RMR 65

Según ENAEX (2012), respecto a razón de carguío considera que la voladura de pre corte es mejor realizada previa a la perforación de los taladros de producción. Por lo tanto el término de factor de carga, expresado en términos de kg/m^3 , no es apropiado, debido a que la carga de pre corte no está diseñada para fragmentar el volumen de roca.

Según ENAEX (2012), Debido a que la carga del pre corte está diseñada para producir una fractura o plano en el macizo rocoso, un término análogo, razón de carguío, definido en términos de kg/m^2 es utilizada con frecuencia sin embargo tal como el

factor de carga necesario para fragmentar el macizo rocoso es dependiente de las propiedades de la roca y el del grado de buen pre – corte descansa en los mismos factores. Se puede apreciar claramente al examinar que la razón de carguío óptima (kg/m^2) varía con el diámetro del barreno, propiedades explosivas y propiedades de la roca. Si se asume que la presión de barreno dentro de los taladros de pre corte está controlada para igualar a $1\frac{1}{2}$ de la de la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), de la roca y que sea utilizado el máximo espaciamiento posible entre barrenos.

Examon P. Agente de voladura de gran versatilidad diseñado especialmente para desplegar un alto nivel de energía y alto volumen de gases logrando así una excelente fragmentación de roca. Debido a su baja sensibilidad y excelente desempeño en la rotura y empuje de roca es empleado en trabajos de minería y obras civiles, también se ha hecho uso de ANFO de FAMESA cuyas características técnicas se muestran en anexos.

ANFO. Es un explosivo a granel y de gran poder de rotura. Resistencia nula al agua, tal como se observa en la Figura 3.68 Y Figura 3.69.



Figura 93: Examon P Y Examon V.

Fuente. EXSA 2004

Slurrex ap 80.

Slurrex: Es un explosivo a granel y de gran poder de rotura. Resistente al agua.



Figura 94: Slurrex ap 80.

Fuente. EXSA 2004

Está compuesto por una mezcla de nitrato de amonio y petróleo debidamente balanceada en oxígeno, además de contener aditivos antiestáticos que permiten el carguío neumático. Las recomendaciones de uso son:

- Recomendado para usar en barrenos secos y que permanecerán secos hasta la detonación.
- Preferente usarlo en lugares de mayor ventilación.
- Puede ser usado como carga de columna en tajo abierto, subterránea, canteras y para trabajos de voladura en general.
- No es adecuado para entornos reactivos.

3.10.20. Características técnicas de ANFO

Las características técnicas son proporcionadas por el fabricante de explosivos, ver Tabla 3.16 y Tala 3.17 información de centro de capacitación de la UNI-Lima.

Tabla 18: Especificaciones técnicas de Examon P.

ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	EXAMON P
Densidad	g/cm ³	0.82+-3%
Velocidad de detonación*	m/s	3.200+-200
Presión de detonación**	Kbar	55
Energía**	KJ/kg	3.700
RWS**	%	110
ABS**	%	114
Resistencia al agua		Nula
Categoría de humos		2da

Fuente. EXSA.2010.

Tabla 19: Características de Examon V y Examon P.

ESPECIFICACIONES	EXAMON V	EXAMON P
Densidad en g/cm ³ (a granel)	0.85	0.80
Densidad en g/cm ³ (compactado)	1.00	0.95
Velocidad de detonación en m/s	2900 – 5000	2.80 - 4800
Potencia relativa por peso(Anfo = 100)	125	110
Potencia relativa por volumen(Anfo = 100)	130	115
Presión de detonación en kbar (Anfo = 45)	60	50
Categoría de humos	1era	1era

Fuente. Centro de capacitación de UNI - 2009

Examon. Es un agente de voladura granular para terreno seco, con alto rendimiento energético, seguridad y facilidad de manipuleo, preparado especialmente para uso en minería subterránea (tajeos y desarrollos) tunelería, excavación de canales y obras civiles en general. Su empleo presenta ventajas económicas y operativas por su facilidad de carguío manual o neumático con alto margen de seguridad, tanto por su fluidez sin atoros, gracias a su granulometría uniforme, así como por su contenido de un eficiente agente antiestático que reduce el riesgo de detonación prematura por electricidad estática generada por fricción. La exacta dosificación y perfecta homogeneidad de mezcla de sus componentes garantiza un Balance de oxígeno constante y su textura permite al producto confinarse adecuadamente en el taladro, aún en los de sobre cabeza. Para lograr su máximo rendimiento energético se recomienda iniciarlo con un cartucho de dinamita o emulsión sensible al detonador, preferentemente del Mismo diámetro del taladro.

Suministro. Envasado en sacos de polipropileno con bolsa interior de polietileno de alta densidad con un contenido neto de 25 kg.

3.10.21. Recomendaciones de EXSA S.A. en macizo rocoso de buena calidad para una producción de 1200 TMD.

Conforme la evaluación del dominio estructural del macizo rocoso el tipo de roca es andesita porfirítica con una RCU de 66.41 MPa de acuerdo a la escala de valoración de *Bieniawski* 1989 el RMR es de 65, el macizo rocoso se ubica en la escala de calidad como buena

3.10.22. Explosivo y Accesorios a utilizar en macizo rocoso de RMR 65.

Bravo A. (2018), afirma, De acuerdo a las características geomecánicas y geológicas del terreno, en algunos casos con presencia de agua según las pruebas realizadas se recomendará dos tipos de explosivos a usar:

- Para terrenos con poca presencia de agua el Examon V.
- Para terrenos con presencia de agua, y talados inundados el Slurrex AP 80.
- Como se cebo una Booster Primer de 1 Lb. ó Emulex 80.
- Los iniciadores podrían ser los Detonadores No eléctricos Exsanel ó tipo dual Handidet.

3.10.23. Carga explosiva por taladros en macizo rocoso de RMR 65 propuesta de EXSA para bancos de producción en Tacaza.

Con los explosivos y accesorios recomendados, de acuerdo a la calidad del macizo rocoso se calcula la carga explosiva por taladro.

Calculo de Área del taladro.

$$\text{Área del taladro} = 3.1416 * 1.75^2$$

$$\text{Área del taladro} = 3.1416 * 3.0625$$

$$\text{Área del taladro} = 9.62 \text{ pulg}^2.$$

Para 3.5" de diámetro de perforación el área tendrá 9.62 pulg².

Calculo de la carga explosiva (CE) por taladro de pre corte.

Para determinar la carga explosiva se ha utilizado la fórmula propuesta por EXSA, ver Tabla 3.18.

$$C.E. = (\text{Área del taladro}) * (L_t) * (\text{Densidad del explosivo}).$$

Tabla 20: Características de Carga explosiva (C.E.).

Carga explosiva (C.E.) en kg	
RMR básico (1989)	65, Andesita porfírica de calidad buena
L	Longitud del taladro a cargar (m)
D	Densidad del explosivo (gr/cm ³)
Area del taladro	9.62 pulg ²
L (longitud de carga)	4 (m)
D (Densidad de explosivo)	0.80(gr/cm ³)
T (Taco)	1.00 m
Altura del banco	5 m
Sub - drilling	0.5 m

Fuente. Elaboración propia.

La densidad del explosivo de examon P es de 0.80 gr/ cm³. (C.C-UNI -2009).

$$C.E. = 9.62 * 4.00 \text{ m} * 0.80 \text{ (kg)}$$

$$C.E. = 30.78 \text{ kg/tal.}$$

$$C.E. \approx 31 \text{ kg/ tal.}$$

3.10.24. Estadística de Carga explosiva en kilogramo para taladro de 5.00 m con taco de 1.00 m

La estadística de carga explosiva se refiere a la cantidad de explosivo que se ha utilizado en cada taladro de pre corte, los resultados han sido diferente para cada taladro dependiendo fundamentalmente del resultado de la perforación en un total de 13 taladros, ver Tabla 00 Figura 000, se ha tomado el total del número de muestras considerando que se requiere determinar la cantidad en kilogramo de explosivo en una longitud de 13 metros lineales, cada taladro de pre corte está ubicado a 1.00 m de distancia conforme los cálculos que se han realizado en donde el espacio de taladro a taladro es de 1,00 m, considerando la propuesta de EXSA (2004), la longitud de carga en cada taladro es de 4.00 m con un taco de 1.00 m que hacen un total de 5.00 m de longitud de taladro que al mismo tiempo es la altura del banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.

Tabla 21: Carga explosiva en 13 taladros en banco de producción 4330S - 4325S.

N°	TALADRO	Carga explosiva	
		Kilogramos de explosivo	Kg. de explosivo acumulado
1	T-1	31.5	31.5
2	T-2	30.7	62.2
3	T-3	33.0	95.2
4	T-4	31.4	126.6
5	T-5	31.7	158.3
6	T-6	31.8	190.1
7	T-7	33.0	223.1
8	T-8	29.4	252.5
9	T-9	29.2	250.2
10	T-10	28.7	310.4
11	T-11	32.8	343.2
12	T-12	29.7	372.9
13	T-13	32.2	405.1
	PROMEDIO	31.16153846	
	TOTAL		405.1

Fuente. Elaboración propia.

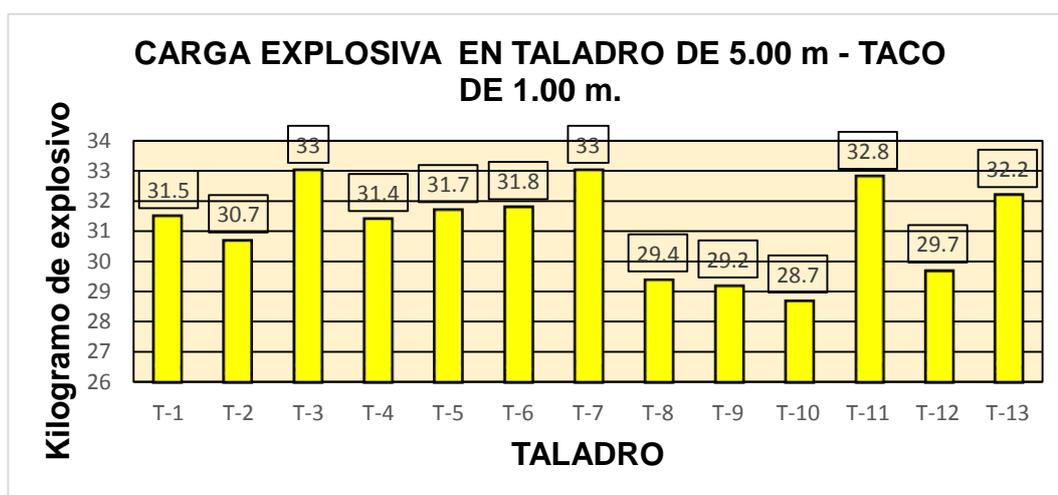


Figura 95: Carga explosiva en taladro de 5.00 con taco de 1.00 m.

Fuente. Elaboración propia.

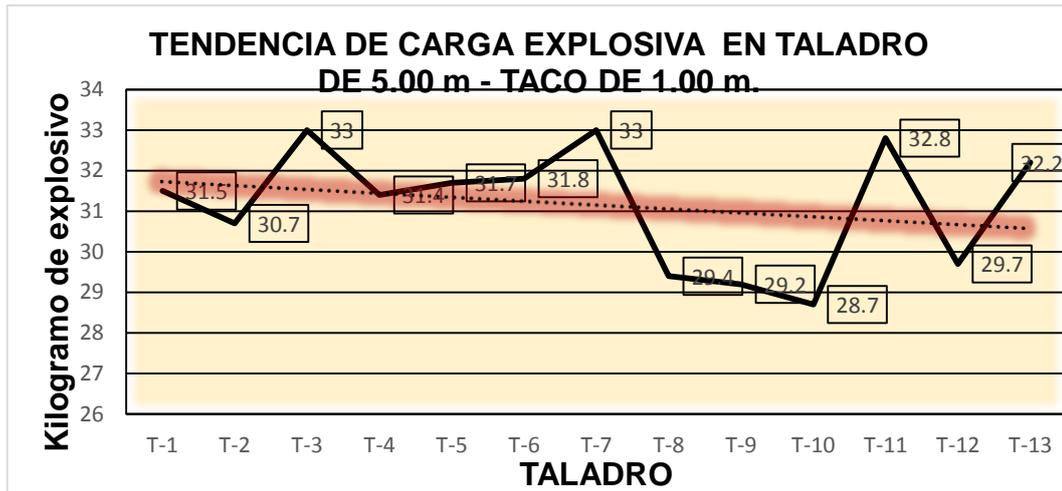


Figura 96: Tendencia de carga explosiva en taladro de 5.00 con taco de 1.00 m.

Fuente. Elaboración propia.

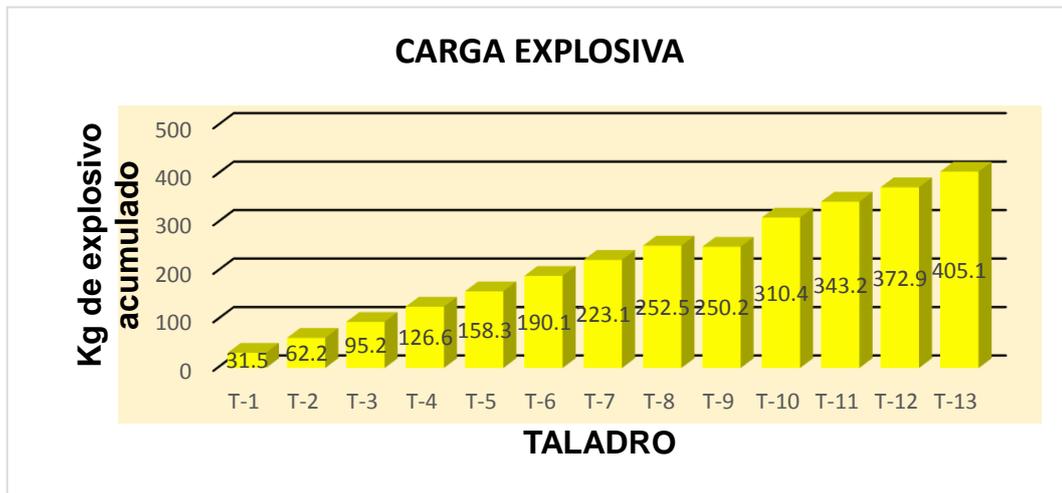


Figura 97: Carga explosiva acumulada en 13 taladros de 5.00 m con taco de 1.00 m.

Fuente. Elaboración propia.

Carga explosiva Usando Examon P para una longitud de banco de 13 m.

$$C.E.(13 \text{ Tal}) = 13 \text{ tal} * 31 \text{ kg/ tal.}$$

$$C.E.(13 \text{ Tal}) = 403 \text{ kg.}$$

Carga explosiva Usando Examon P para una longitud de banco de 34 m.

$$C.E.(34 \text{ Tal}) = 34 \text{ tal} * 31 \text{ kg/ tal.}$$

$$C.E.(34 \text{ Tal}) = 1054 \text{ kg.}$$

Determinación de carga explosiva con Slurrex AP

$$C.E. = 9.62 * 4.00 \text{ m} * 0.80 \text{ (kg)}$$

C.E.= 30.78 kg/tal.

C.E. \approx 31 kg.

Usando Examon P para un taladro cargado a 4m se utiliza 31 Kg/tal de explosivo.

3.10.25. Resultados con voladura de pre corte en macizo rocoso de RMR 65

Los resultados de la voladura de pre corte se observan en la Figura 3.70, Figura 3.71, en ambos casos no se observan bloques ni estructuras de macizo rocoso colgados en el talud del banco, los resultados de la voladura de pre corte han sido satisfactorios para una calidad de roca de RMR 65 con 4 familias de discontinuidades



Figura 98: Talud sin bloques colgados.

Fuente. Elaboración propia.



Figura 99: Talud sin descostramiento.

Fuente. Elaboración propia.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. Resultados de acuerdo a hipótesis

4.1.1. Descripción de resultados de acuerdo a Hipótesis 1

Considerando, las condiciones geoestructurales del macizo rocoso nos permitirá determinar las características geomecánicas en banco de producción 4330S - 4325S, se ha realizado el mapeo Geomecánico de RMR de *Biniowski* 1989 en línea de detalle, progresiva de 13.00 m para determinar las condiciones geoestructurales del macizo rocoso y evaluar el dominio estructural con software Dips 5.0.

4.1.2. Dominio estructural en diagrama beta con software Dips 5.0

Las condiciones geoestructurales del macizo rocoso están constituidos en el dominio estructural por cuatro familias de discontinuidades, estos resultados representan un conjunto diaclasas cada uno con buzamiento y dirección de buzamiento, en el dominio estructural la familia 1 tiene 22 discontinuidades con una orientación de 66/238 (buzamiento/ dirección de buzamiento) y la familia 2 tiene 23 discontinuidades con una orientación de 72/290, es decir la familia 2 tiene mayor densidad, la familia 3 tiene 19 discontinuidades con una orientación de 47/30, y la familia 4 de 19 discontinuidades con una orientación de 78/91, los resultados del diagrama beta (β) y diagrama pi (π) con software Dips se observa en la Figura 4.1

UNIDAD MINERA TACAZA-CIEMSA			
DIAGRAMA BETA - CUATRO FAMILIAS			
Orientations			
ID		Dip / Direction	
1	m	66	/ 238
2	m	72	/ 290
3	m	47	/ 030
4	m	78	/ 091

Figura 100: Registro de familias en banco de producción 4330S - 4325S tajo central.

Fuente. Elaboración propia.

4.1.3. Calidad del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central.

La calidad del macizo rocoso de banco de producción 4330S - 4325S tajo central, se ha determinado haciendo uso de la escala de valoración propuesta por *Bieniawski* 1989, se ha tomado los resultados de las pruebas de laboratorio el resultado es una roca ígnea de tipo andesita porfírica de calidad buena con RMR básico de 65, ver Tabla 4.1 y Tabla 4.2.

Tabla 22: Rock Mass Rating (RMR) de banco de producción 4330S - 4325S tajo central.

PARÁMETRO	VALOR
Densidad seca	2.73 gr/cm ³ .
Resistencia compresiva uniaxial (RCU)	66.41MPa
RQD	86 %
RMR básico	65

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 23: Abaco de calidad de rocas según el valor del RMR de Bieniawski 1989.

CLASE	RMR	CALIDAD DE ROCA
CLASE I	100 <RMR<80	Roca muy buena
CLASE II	80<RMR<60	Roca buena
CLASE III	60<RMR<40	Roca media
CLASE IV	40<RMR<20	Roca mala
CLASE V	RMR<20	Roca muy mala

Fuente: Clasificaciones geomecánicas – Bieniawski1989

4.2.Descripción de resultados de acuerdo a Hipótesis 2.

Considerando a Las características geomecánicas del macizo rocoso en el diseño adecuado en la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de rocas de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA. Se ha tomado un RMR 65 roca ígnea de tipo andesita porfírica de calidad buena con RQD de 86%, la resistencia compresiva uniaxial (RCU), es de 66.41 MPa.

4.2.1. Resultados características geométricas del macizo rocoso para pre corte en banco de producción 4330S - 4325S.

Considerando la características de roca intacta se ha realizado una evaluación con el *software rockdata* para determinar algunos valores del macizo rocoso de acuerdo a las sugerencias de Ulusay R., Hudson A. (2007),

Roca	: Andesita porfírica
Densidad	: 2.73 gr/cm ³ .
Resistencia a la tracción (psi)	: -4.496 psi (-0.031 MPa)
RCU del macizo rocoso (psi)	: 188.549 (1.30 MPa)
Diámetro de taladro	: 3.5 Pulg.
Diámetro explosivo	: 3.5 Pulg.
Presión detonación explosivos	: 1,015.272 psi
Longitud del taladro	: 5.00 m (sin sobre perforación).
Largo (prom) para pre corte	: 34.00 m.
Ancho (prom)	: 5.20 m.
Altura del banco (prom)	: 5.00.

4.2.2. Carga explosiva (C.E.) en kg por taladro.

Para la determinación de la carga explosiva de examen P, se ha considerado una longitud de carga de 4.00 m, los resultados se observan en Tabla 4.3.

RMR básico (1989)	: 65, Andesita porfírica de calidad buena
Área del taladro	: 9.62 pulg ² .
L (longitud de carga)	: 4 (m).
D (Densidad de explosivo)	: 0.80 (gr/cm ³).
T (Taco)	: 1.00 m.
Altura del banco	: 5 m.
Sub – drilling	: 0.5 m (esporádico)
Carga explosiva por taladro	: 31 kg.

Tabla 24: Resultados de prueba con carga explosiva con examen P en 13 taladros en banco de producción 4330S - 4325S. RMR 65.

Carga explosiva para andesita porfírica de RMR 65.	
Promedio en pruebas de 13 taladros.	31.16153846 ≈ 31 kg/taladro
Carga explosiva calculado con propuesta de EXSA	30.78 kg/tal ≈ 31 kg/tal
Total explosivo con propuesta de EXSA en 13 taladros	403.00 kg
Total explosivo en prueba en 13 taladros	405.1 kg
Diferencia en total	2.1 kg

Fuente. Elaboración propia.

CONCLUSIONES

De acuerdo al objetivo 1 los resultados de las características geomecánicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”, los resultados de las pruebas de laboratorio indican que tiene una RCU de 66.41 MPa, RQD 86% en la escala propuesta por *Bieniawski* 1989 es una roca ígnea de tipo andesita porfírica de calidad buena con RMR básico de 65,

Considerando el objetivo 2, de diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA” de acuerdo a los resultados obtenidos para una roca de tipo andesita porfírica de calidad buena RMR 65, se tiene, el área del taladro es de 9.62 pulg², longitud de carga explosiva de 4 (m), ANFO de densidad 0.80 (gr/cm³), taco de 1.00 m, altura del banco de 5.00 m, sobre perforación (sub – *drilling*) es 0.5 m (esporádico), la carga explosiva es 31 kg por taladro calculado según propuestas en 13 taladros el consumo de explosivo es de 403 kg, los resultados de prueba con carga explosiva con examen P en 13 taladros en banco de producción 4330S - 4325S. RMR 65. Es de 405.1 kg/tal, con un promedio por taladro de 31.16 kg/tal. Existe una diferencia de 2.01 kilogramos de ANFO, los resultados de voladura de pre corte han sido satisfactorios.

RECOMENDACIONES

La evaluación de la litología estructural del macizo rocoso se ha realizado en un progresiva de 13. en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”, en la actualidad el área de geomecánica no está implementado, se recomienda implementar el área de geomecánica para una evaluación continuo en progresivas adyacentes para determinar la calidad del macizo rocoso

En el Diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”, se recomienda realizar pruebas para diferentes longitudes de carga teniendo presente que la altura del banco se puede incrementar a 6.00 m, consecuentemente la longitud de carga se incrementa.

BIBLIOGRAFÍA

- Aponte G., (2005), Javier. Influencia de la Geomecánica en las Excavaciones a Cielo Abierto mediante el uso de Explosivos. Proyecto final de especialización. Director: Álvaro Correa Arroyave. Universidad Nacional de Colombia, Bogotá – Colombia.
- BRADY, B.H.G. & BROWN, E.T. (1985). Rock Mechanics for Underground Mining. G. Allen & Unwin
- Bustillo R.M. (1996), Recursos Minerales, Universidad Complutense de Madrid, , Editorial Complutense, S.A
- Cueva C. (1998) Mecánica de Rocas Texto Universitario de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión-Cerro de Pasco-Perú.
- Caballero R. A. (2002): Metodología de la Investigación Científica, editorial UDEGRAF S.A.
- Correa,A.(2005), Notas de clase del Curso Materiales para Carretera. Posgrado en Geotecnia. Universidad Nacional de Colombia, Bogotá-Colombia.
- Correa, Álvaro.(2009), Notas de clase del Curso Mecánica de Rocas. Posgrado en Técnicas Modernas de Voladuras. Escuela de Ingenieros Militares Geotecnia, Bogotá – Colombia.
- Correa A. (2009), la geomecánica en la perforación y voladura de rocas Presentado en VIII Seminario Internacional de Explosivos – INDUMIL noviembre de 2009, Bogotá- Colombia.
- Del Solar T. (2014), Estudio de control de talud en fase 4 de División Andina de la Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago de Chile.

- Enaex. (1988); Informe Experimental: Pruebas en Terrenos Piritosos con Agentes de Tronadura; 11.Ahumada, S. Wong; Laboratorio de I&D; Santiago de Chile.
- Enaex. (1997); Informe Experimental: Reactividad de Mineral de Los Bronces y Explosivo en Base a Nitrato de Amonio; Laboratorio I&D; Santiago de Chile
- Enaex. (2012); Manual de tronadura; energía y servicios a la minería,gerencia tecnica; Santiago de Chile
- Farje V.I.(2006) tesis Perforación y voladura en minería a cielo abierto de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos Facultad de Ingeniería geológica, minera, metalúrgica y geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería de minas
- Hidalgo,T; López,I, Pincheira,J. Troncoso A. (2012), Articulo Minería a cielo abierto,Métodos de tronadura, Minería MI3130, de la Universidad de Chile, Departamento Ingeniería Civil de Minas, Facultad de Ciencias Físicas, Santiago de Chile.
- Intituto Tecnológico Geominero de España (1995) Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto,.. España. Editorial IGME
- World Health Organization, Guidelines for drinking water quality, Vol. 2. Health criteria and other supporting information, Mercury, pp 285 – 298, geneva, 1996. 2nd ed.
- López Jimeno C.(2002), Manual de Evaluación Técnico Económica de Proyectos Mineros. Instituto tecnológico Geominero de España
- Sarmiento J.L. (2008), Diapositivas del curso Gerencia de Riesgo de los Proyectos. ESAN- PAE Dirección Avanzada de proyectos
- Falla, J (2003) Factores de riesgo en el financiamiento de proyectos mineros.Mayo, N318, pp 28-35
- London Metal Exchange (2008), Historical data. <http://www.lme.com/copper.asp>

Rivera A.S.(2014), Tesis “Diseño de voladura de pre corte para talud final zona este unidad minera Tucari-Aruntani SAC.” de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas.Puno-Perú.

Ulusay R. , Hudson A. (2007), Métodos sugeridos preparados por Comisión ISRM sobre métodos de prueba, Compilation Arranged by the ISRM Turkish National Group- Ankara, Turkey

Zavala A. A.(1999). Proyecto de investigación científica, editorial San Marcos- Lima - Perú

Brown E., T.(1981), Rock Characterization. Parte 1. Caracterización in-situ. Testing andMonitoring. Pergamon Press Ltd. Gran Bretaña,

LINKOGRAFÍA

<https://drive.google.com/file/d/0B24XScdE8zFVeTBqaExKZTIWkk/view>

<http://www.famesa.com.pe/productos/agentes-de-voladura/superfam-dos-ae/>

MATRIZ DE CONSITENCIA

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA
<p>Problema general ¿De qué manera se puede diseñar la perforación y voladura de pre corete mediante las características geomecanicas del macizo rocoso para evitar el desprendimiento de bolones de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA?</p> <p>Problemas específicos. ¿De qué manera se puede determinar las características geomecanicas del macizo rocoso en banco de producción Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.?</p> <p>¿De qué manera se puede diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”?.</p>	<p>Objetivo General Diseñar la perforación y voladura de pre corte mediante la determinación de las características geomecanicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p> <p>Objetivos Específicos. Determinar las características geomecanicas del macizo rocoso en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p> <p>Diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA”</p>	<p>Hipótesis general Las características geomecánicas del macizo rocoso nos permitirá diseñar la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de rocas de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.</p> <p>Hipótesis específico. Las condiciones geoestructurales del macizo rocoso nos permitirá determinar las características geomecánicas en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de Unida Minera Tacaza – CIEMSA. Las características geomecánicas del macizo rocoso nos permitirá diseñar adecuadamente la perforación y voladura de pre corte para evitar el desprendimiento de bolones de rocas de la pared de banco de producción 4330S - 4325S tajo central en Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.</p> <p>Hipótesis nula. Las características geomecanicas del macizo rocoso no inciden en la perforación y voladura de pre corte.</p> <p>Variable independiente. Características geomecánicas del macizo rocoso en el banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la Unidad Minera Tacaza - CIEMSA.</p> <p>Variable dependiente. Diseño de perforación y voladura de pre corte en banco de producción 4330S - 4325S tajo central de la Unidad Minera Tacaza – CIEMSA.</p>	<p>1. Tipo de Investigación. Descriptiva.</p> <p>2. Nivel de Investigación. Descriptivo y explicativa.</p> <p>3. Metodología de Investigación. Descriptiva aplicada.</p> <p>4. Población: Macizo rocoso. Parámetros de perforación y voladura.</p> <p>5. Muestra: Cálculo de tamaño de muestra conociendo el tamaño de la población. La fórmula es la siguiente: $n = \frac{(Z^2_c)(P)(Q)}{D^2}$ Donde: Z=Nivel de confianza. P=Probabilidad de éxito. Q=Probabilidad de fracaso (Q=1-P).</p> <p>6. Técnicas. Recolección de datos de campo. Muestras en laboratorio de mecánica de rocas. Análisis de resultados. Post proceso de datos con software especializado de roscience. Síntesis de resultado final.</p>

Fuente. Elaboración propia.

ANEXOS

Anexo A. Superfam DOS-FAMESA.

Es un agente explosivo granular compuesto con Nitrato de Amonio en prills grado ANFO, un combustible líquido y un colorante. La mezcla se realiza en equipos modernos de alta precisión que sumados a la alta calidad de los componentes, nos permite producir un agente de voladura de óptima calidad.



Figura 101: Superfam dos – FAMESA.

Fuente. <http://www.famesa.com.pe/productos/agentes-de-voladura/superfam-dos-ae/>

Tabla 25: Características técnicas FAMESA-SUPRFAM DOS.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS FAMESA-SUPRFAM DOS		
		SUPERFAM DOS®
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)		0,80
VELOCIDAD DE DETONACIÓN * (m/s)		3 000
ENERGÍA TEÓRICA	Por peso (cal/g)	900
	Por volumen (cal/cm ³)	738
ENERGÍA RELATIVA	Por peso (%)	100
	Por volumen (%)	100
PRESIÓN DETONACIÓN (kbar)		32

Fuente. <http://www.famesa.com.pe/productos/agentes-de-voladura/superfam-dos-ae/>

Anexo B. Superfam L y Superfam P.

Son agentes de voladuras que se encuentran adecuadamente balanceados en oxígeno, cuya mezcla se realiza con equipos modernos de alta precisión y con personal técnico especializado que nos permite producir una óptima calidad.

Ambos productos se deben utilizar en ausencia de agua y donde haya buena ventilación.



Figura 102: Super am - L y superfam – P.

Fuente. <http://www.famesa.com.pe/productos/agentes-de-voladura/superfam-dos-ae/>

Tabla 26: Características técnicas FAMESA-Suprfam- L y superfam - P

CARACTERISTICAS TECNICAS			
		SUPERFAM -	SUPERFAM -
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)		0,56	0,68
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)		2 600*	3 400**
ENERGÍA TEÓRICA POR PESO (cal/g)		738	940
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		946	980
POTENCIA RELATIVA ***	POR PESO (%)	82	105
	POR VOLUMEN	56	89
PRESIÓN DE DETONACIÓN (Kbar)		9,5	29
RESISTENCIA AL AGUA		Baja	Baja
DIÁMETRO CRITICO (mm)		38	32

Fuente. <http://www.famesa.com.pe/productos/agentes-de-voladura/superfam-dos-ae/>

Anexo C. Superfam DOS AE



Figura 103: Superfam dos AE.

Fuente. <http://www.famesa.com.pe/productos/agentes-de-voladura/superfam-dos-ae/>

Tabla 27: Características técnicas de superfam dos AE.

CARACTERISTICAS TECNICAS	
	SUPERFAM® DOS AE
Densidad aparente (g/cm ³)	0.82
Velocidad de detonación (m/s)	3200
Presión de detonación (kbar)	54
Energía (kcal/kg)	1049
Potencia relativa en peso (RWS)	110
Potencia relativa en volumen (RBS)	113
Resistencia al agua	Nula

Fuente. <http://www.famesa.com.pe/productos/agentes-de-voladura/superfam-dos-ae/>