

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA**

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“INCREMENTO DE PRODUCCIÓN APLICANDO LA PERFORACIÓN Y VOLADURA
EN REALCE, VETA CHOLOQUE NIVEL 1700 TAJO 5105-1 MINA EL TINGO C.I.A.
MINERA PODEROSA S.A. 2018”**

TESIS

PRESENTADO POR:

JULIO CESAR ESCALANTE ALVAREZ

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

ABANCAY – PERÚ

2019



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




TESIS

“INCREMENTO DE PRODUCCIÓN APLICANDO LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN REALCE, VETA CHOLOQUE NIVEL 1700 TAJO 5105-1 MINA EL TINGO C.I.A. MINERA PODEROSA S.A. 2018”


Presentado por **JULIO CESAR ESCALANTE ALVAREZ**, Para optar el Título de:
INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el miércoles 21 de agosto del 2019 ante el jurado:

Presidente:


Mg. Franklin Aguirre Huillcas


Primer Miembro:


Ing. Edgar Crispin Huacac Farfán

Segundo Miembro:


Ing. Walquer Huacani Calsin

Asesor:


Ing. Hilario Carrasco Kolque

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento especial al Gerente General de Minera Tauro S.A.C. Ing. Alejandro Zamudio Moreno por haberme dado la oportunidad de realizar este trabajo de tesis, en coordinación con la Gerencia de Operaciones de la Contrata en la U.E.A Marañón de Compañía Minera Poderosa S.A. Ing. Isaac Crispín Quispe. Del mismo modo, mi agradecimiento a los compañeros de trabajo colegas y personal de línea que laboran incansablemente dentro de la actividad minera subterránea.

Finalmente agradecer a mi señorita enamorada Xiomara M. CH. por su apoyo incondicional durante el proceso de desarrollo de tesis.



DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a mis padres Alejandro Escalante Barrios, Flora Alvarez Aguilar y hermanos (as) por el apoyo incondicional, que solo la familia entiende y entenderá lo que es dar sin recibir nada a cambio.



TABLA DE CONTENIDOS

INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1. Descripción del problema.....	5
1.2. Enunciado del Problema.....	6
1.2.1. Problema General	6
1.2.2. Problemas Especifico	6
1.3. Objetivos	6
1.3.1. Objetivo general	6
1.3.2. Objetivos específicos.....	6
1.4. Justificación de la investigación.....	6
1.5. Delimitación	7
1.5.1. Delimitación espacial	7
1.5.2. Delimitación Social:.....	7
1.5.3. Delimitación temporal:.....	7
1.5.4. Delimitación conceptual:.....	8
CAPÍTULO II	9
MARCO TEÓRICO	9
2.1. Antecedentes	9
2.2. Generalidades	11
2.2.1. Ubicación	11
2.2.2. Ubicación geográfica-política	11
2.2.3. Acceso	13
2.2.4. Breve descripción de la mina	14
2.2.5. Fisiografía.....	14
2.2.6. Clima y Vegetación	16
2.2.7. Recursos	16

2.3. Geología regional	18
2.3.1. Estratigrafía.....	18
2.4. Geología local.....	21
2.5. Geología estructural.....	22
2.5.1. Tectónica de la zona	22
2.6. Geología económica	26
2.6.1. Génesis y paragénesis.....	26
2.6.2. Mineralización.....	26
2.6.3. Alteraciones.....	26
2.6.4. Control mineralógico.....	27
2.6.5. Reservas minerales	28
2.7. Minera Tauro S.A.C.	31
2.7.1. Tipo de empresa	32
2.8. Marco referencial.....	32
2.8.1. Geomecánica del macizo rocoso	32
2.8.1.1. Clasificación Geológica	32
2.8.1.2. Clasificación geomecánica	33
2.8.1.3. Índice de calidad de la roca de Deere (RQD).....	34
2.8.1.4. Clasificación geomecánica Rock Mass Rating (RMR)	35
2.8.1.5. Clasificación geomecánica Q	37
2.8.1.6. Clasificación según el índice de resistencia geológica (GSI).....	42
2.8.2. Mapeo Geomecánico	46
2.8.2.1. Influencia de los esfuerzos en el nivel 1700.....	47
2.8.3. Cálculos geomecánicos para determinar la máxima abertura	47
2.8.4. Tiempo de autosporte (TAS) Z.T. Bieniawski	48
2.8.5. Elección del tipo de sostenimiento mediante mapeo Geomecánico según el (GSI-Geological Strength Index)	49
2.8.5.1. Restricciones	50
2.8.6. Perforación	53
2.8.6.1. Máquina perforadora JackLeg	53
2.8.6.2. Partes principales de una máquina perforadora JackLeg.....	54



2.8.6.3. Aceros de perforación y accesorios	55
2.8.6.3.1. Barrenos de perforación.....	55
2.8.6.4. Brocas descartables	56
2.8.6.5. Manguera de aire y agua	57
2.8.6.6. Lubricadora (Chancha).....	57
2.8.6.7. Conexiones y acoples	57
2.8.6.8. Procedimiento de perforación con máquina JackLeg	57
2.8.7. Perforación en realce	60
2.8.8. Diseño de malla de perforación.....	60
2.8.8.1. Malla de perforación	60
2.8.8.2. Marcado de malla de perforación.....	61
2.8.8.3. Modelo matemático de Pearse.....	61
2.8.9. Cálculo teórico de perforación	63
2.8.10. Voladura	64
2.8.10.1. Explosivos	64
2.8.10.1.1. Emulsiones explosivas (sensibles al fulminante N° 8)	64
2.8.11. Accesorios de Voladura.....	66
2.8.11.1. Carmex® (detonador ensamblado).....	66
2.8.11.2. Mecha Rápida (Igneiter Cord)	67
2.8.11.3. Pentacord (Cordón detonante)	68
2.8.12. Espaciadores de detritus	68
2.8.13. Transporte y manipuleo de explosivos a labores en interior mina	69
2.8.14. Cálculo teórico de voladura en realce	70
2.8.15. Sostenimiento del tajo	71
2.8.16. Tipos de sostenimientos empleados en el tajo.....	71
2.8.16.1. Puntales madera con Jack Pot.....	72
2.8.16.2. Pernos Split Set (PSS)	74
2.8.16.2.1. Consideraciones importantes	76
2.8.16.2.2. Procedimiento de instalación del Perno Split Set puntual	77
2.8.16.3. Malla electrosoldada.....	77

2.8.17. Cálculo teórico de sostenimiento.....	78
2.8.18. Servicios auxiliares.....	79
2.8.18.1. Winche eléctrico	79
2.8.18.2. Cable de rastrillaje.....	79
2.8.18.3. Polea	80
2.8.18.4. Tablero eléctrico.....	80
2.8.18.5. Rastrillo	81
2.8.18.6. Cámara de winche eléctrico.....	81
2.8.18.7. Cálculos teóricos de limpieza del Tajo.....	82
2.8.19. Relleno detrítico convencional.....	82
2.8.19.1. Cálculos teóricos de Relleno detrítico convencional.....	82
2.8.20. Levante de Buzón y Camino	83
2.8.20.1. Calculo teórico de levante de buzón y camino (LBC).....	83
2.8.21. Rendimiento de corte por mes (N° cort /mes).....	84
2.8.22. Producción de mineral mensual (TM/mes)	84
2.8.23. Costo Directos (CD).....	84
2.8.24. Tubería de agua y aire comprimido.....	84
2.8.25. Ventilación de mina Choloque	85
2.8.26. Método de explotación de corte y relleno ascendente convencional.....	86
2.8.26.1. Parámetros de diseño para Corte y Relleno Ascendente	86
2.8.26.2. Ventajas y desventajas	87
2.8.26.3. Ciclo de minado.....	87
2.8.26.4. Labores de desarrollo.....	88
2.8.26.5. Labores de preparación.....	88
2.8.26.6. Labores de producción.....	88
2.9. Definición de términos	89
2.9.1. Burden	89
2.9.2. Cara Libre.....	89
2.9.3. Chimenea.....	89
2.9.4. Dilución.....	89

2.9.5. Espaciamiento	89
2.9.6. Galería	89
2.9.7. Geomecánica	89
2.9.8. Incremento.....	89
2.9.9. Macizo Rocoso.....	90
2.9.10. Mina	90
2.9.11. Nivel.....	90
2.9.12. Perforación	90
2.9.13. Perforación Convencional	90
2.9.14. Producción.....	90
2.9.15. Relleno	90
2.9.16. Relleno Detrítico	91
2.9.17. Subnivel.....	91
2.9.18. Sobrerotura.....	91
2.9.19. Sostenimiento.....	91
2.9.20. Tajo.....	91
2.9.21. Voladura	91
2.9.22. Voladura masiva.....	91
CAPÍTULO III.....	92
DISEÑO METODOLÓGICO.....	92
3.1. Definición de variables.....	92
3.2. Operacionalización de variables.....	92
3.3. Hipótesis de la investigación	93
3.3.1. Hipótesis General	93
3.3.2. Hipótesis Específicos	93
3.4. Tipo y diseño de la investigación	93
3.5. Población y Muestra	93
3.5.1. Población.....	93
3.5.2. Muestra.....	94
3.5.2.1. Técnicas de muestreo	94

3.5.2.2. Tamaño y cálculo de muestreo	94
3.6. Procedimiento de la investigación.....	94
3.6.1. Procesamiento y análisis de datos	94
3.7. Materiales de investigación	95
3.7.1. Instrumentos de la investigación	95
CAPÍTULO IV	96
RESULTADOS.....	96
4.1. Descripción de resultados.....	96
4.1.1. Clasificación geomecánica de la veta Choloque	96
4.1.1.1. Determinación del RQD (índice de calidad de la roca) del TJ 5105-1.....	96
4.1.1.2. Determinación del RMR (Bieniawski-1989) del Tj 5105-1	97
4.1.1.3. Determinación de Q de Barton.....	100
4.1.1.4. Determinación del índice de resistencia geológica (GSI)	101
4.1.1.4.1. Mapeo Geomecánico	101
4.1.2. Malla de perforación	107
4.1.2.1. Modelo matemático de Pearse.....	107
4.1.3. Cálculos de perforación.....	109
4.1.4. Cálculo de voladura en realce.....	110
4.1.5. Cálculo de sostenimiento.....	112
4.1.6. Cálculo de limpieza	113
4.1.7. Cálculo de relleno detrítico (RD)	113
4.1.8. Cálculo de levante de buzón y camino (LBC).....	113
4.1.9. Rendimiento de corte por mes	114
4.1.10. Producción de mineral roto por mes.....	114
4.1.11. Costo de Producción (CP)	115
4.1.12. Costos Indirectos (CI)	118
4.1.13. Dilución de mineral	120
4.1.14. Reportes de seguridad durante la ejecución del proyecto Mina el Tingo de CMPSA.....	121
4.1.15. Producción de mineral.....	124
4.1.16. Valorizaciones mensuales.	125

4.1.17. Factor de Potencia y factor de perforación.....	126
4.1.18. Rendimiento toneladas métricas por horas guardia general (TM/HG).....	128
4.1.19. Verificación de resultados obtenidos del Tj 5105-1 Nv 1700.	128
4.1.20. Secuencia de minado del Tj 5105-1 Nv 1700.	130
4.2. Discusión de resultados	131
CAPÍTULO V	133
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	133
5.1. Conclusiones	133
5.2. Recomendaciones	134
Referencias Bibliográficas	135
ANEXOS.....	138



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Colindancias de las Concesiones Mineras de Compañía Minera Poderosa S.A.	11
Tabla 2: Coordenadas UTM y Geográficas de UEA Marañón.	12
Tabla 3: Acceso Vía Terrestre.....	13
Tabla 4: Acceso Vía Aérea.	13
Tabla 5: Breve descripción de CIA Minera Poderosa.....	14
Tabla 6: Compresoras para suministro de aire comprimido para las Minas: el Tingo, Karola, Estrella.	17
Tabla 7: Principales Fallas regionales (Unidad de Producción Marañón).	22
Tabla 8: Índice de gestión de CIA Minera Poderosa 2016-2017.	28
Tabla 9: Índices de gestión CIA Minera Poderosa acumulados.....	30
Tabla 10: Precio promedio del Oro 2012-2017 en US\$/Oz.	31
Tabla 11: Fuerza laboral de Minera Tauro SAC a nivel nacional e internacional.	32
Tabla 12: Designación de la calidad de la roca RQD.	34
Tabla 13: Calidad de Macizos rocosos en relación al índice RMR.....	35
Tabla 14: Formato de clasificación RMR-Área de Geomecánica de CIA Minera Poderosa.	36
Tabla 15: Correlación entre RMR e índice Q.	37
Tabla 16: Sistema de clasificación RQD.....	38
Tabla 17: Sistema de clasificación Jn.	38
Tabla 18: Sistema de clasificación Jr.	39
Tabla 19: Sistema de clasificación Ja.....	39
Tabla 20: Sistema de clasificación Jw.....	40
Tabla 21: Sistema de clasificación SRF.....	41
Tabla 22: Sistema de clasificación de Q según NGI.	42
Tabla 23: Tabla de valoración del GSI de Hoek 1994.	42
Tabla 24: Valores de ESR, Barton et al. (1974).....	47
Tabla 25: Nomenclatura que se debe considerar al momento de mapear.	49
Tabla 26: Cuadro de presiones de aire y agua en perforación con máquina JackLeg	53
Tabla 27: Detalle técnico de perforadoras RNP, Usadas en Minera Tauro SAC.....	54
Tabla 28: Detalle técnico del pie de avance.....	55
Tabla 29: Longitudes de barras cónicas de perforación de 7/8 de diámetro.	56
Tabla 30: Juego de barrenos de perforación convencional.	56
Tabla 31: Factores de corrección para estimar JSF.....	62
Tabla 32: Presión de detonación del Emulex 45%.....	62
Tabla 33: Características técnicas de emulsiones explosivas.....	64
Tabla 34: Características técnicas de los explosivos.....	65
Tabla 35: Presentación y embalaje de los explosivos.	65
Tabla 36: Características técnicas del Carmex (detonador ensamblado).	66

Tabla 37: Presentación del Carmex (detonador ensamblado).	67
Tabla 38: características técnicas de Mecha rápida (Igneiter Cord).	67
Tabla 39: Presentación de Mecha rápida (Igneiter Cord).	68
Tabla 40: Características técnicas del cordón detonante (Pentacord).	68
Tabla 41: Presentación del cordón detonante (Pentacord).	68
Tabla 42: Dimensiones nominales de los Pernos Split Set.	75
Tabla 43: Datos técnicos de los Pernos Split Set.	75
Tabla 44: Datos técnicos de malla electrosoldada.	78
Tabla 45: Dimensiones de cables de arrastre de acuerdo a la capacidad del motor.	80
Tabla 46: Parámetros de diseño para el método de explotación Corte y Relleno Ascendente (C&R).	88
Tabla 47: Valoración de tipos de variables	92
Tabla 48: Resultado de valoración de RQD Tj 5105-1 Nv 1700.	97
Tabla 49: Tabla de valoración del RMR de Bieniawski del TJ 5105-1 Nv 1700.	98
Tabla 50: valoración del Q de Barton.	101
Tabla 51: Resultados de tiempo de autosoporte.	104
Tabla 52: Resultados del mapeo Geomecánico.	105
Tabla 53: Rendimiento de ciclo de minado por corte.	114
Tabla 54: Costo mano de obra por tareas.	115
Tabla 55: Precio de aceros de perforación en mina.	115
Tabla 56: Precio de explosivo Emulex 45% de 1"x7" en mina.	115
Tabla 57: Precio de accesorios de voladura en mina.	116
Tabla 58: Equipos a cuenta de Minera Tauro.	116
Tabla 59: Herramientas y materiales puesto en mina.	116
Tabla 60: Implementos de seguridad puesto en mina.	118
Tabla 61: PU. Sostenimiento instalado en labor.	119
Tabla 62: Dilución obtenida por meses del TJ 5105-1 Nv 1700.	120
Tabla 63: Matriz de control de indicadores SIG Minera tauro.	123
Tabla 64: Resultados obtenidos de la evaluación geomecánica Tj 5105-1 Nv 1700.	131
Tabla 65: Parámetros de diseño de malla de perforación de acuerdo al modelo matemático de Pearse.	131
Tabla 66: Tipo de explosivo usados, cantidad de cartuchos por taladro y los espaciadores de detritus.	131
Tabla 67: perforación y voladura en Breasting y realce.	132
Tabla 68: Resultados de factor de potencia Tj 5105-1 Nv 1700.	132
Tabla 69: Parámetros del índice de calidad del macizo rocoso.	145
Tabla 70: Distribución de carga explosiva en la voladura.	145

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Datos estadísticos de producción por meses año 2016.....	7
Figura 2: Ubicación de Compañía Minera Poderosa S.A. Región la Libertad.	12
Figura 3: Unidades de Producción de Compañía Minera Poderosa S.A.....	12
Figura 4: Rutas de acceso Vía Ómnibus y Avioneta.	13
Figura 5: Fotografía Satelital de la Topografía de la U.P Marañón.....	15
Figura 6: Geología Regional del batolito de Pataz	20
Figura 7: Geológica local CIA Minera Poderosa, Ubicación de las unidades de producción	24
Figura 8: Características estructurales mineralizados CIA Mina Poderosa S.A.	25
Figura 9: Avances acumulados Unidad de Producción Marañón y Santa María.....	28
Figura 10: Sondajes diamantinos CIA Minera Poderosa.	34
Figura 11: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos fracturados (tomadas de Hoek y marinos 2000) General.	45
Figura 12: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos estratificado y heterogéneo (tomadas de Hoek y marinos 2000).	46
Figura 13: Valoración de sostenimiento según el diámetro equivalente y Q de Barton.	48
Figura 14: Tiempo de Auto-Soporte usando el Sistema “Q” y el Sistema de “RMR”	49
Figura 15: Secuencia de mapeo Geomecánico del macizo rocoso en el Tj 5105-1 Nv 1700.	50
Figura 16: Cartilla Geomecánica de Índice de Resistencia Geológica (GSI).	51
Figura 17: Cartilla geomecánica, determinación del tipo de sostenimiento y explosivo.	52
Figura 18: Pata neumática perforadora JackLeg.....	55
Figura 19: Partes de una Barra Cónica y Broca descartable.	55
Figura 20: Broca de perforación descartable.	56
Figura 21: Manguera de alta presión de 300 PSI. Para aire comprimido de 1” de diámetro	57
Figura 22: Lubricadora usada en Minera tauro S.A.C.	57
Figura 23: Distribución de taladro de perforación, malla 0,40m x 0,40m.	63
Figura 24: Explosivos usados en la voladura del tajo piloto (Anexo fotos)	65
Figura 25: Sostenimiento con puntales de madera con Jack Pot.	74
Figura 26: Detalle técnico de los pernos Split Set.	75
Figura 27: Instalación de los PSS.	77
Figura 28: Dimensiones de malla, Traslape a considerar y dimensiones de la placa de sujeción.	78
Figura 29: Winche eléctrico de 15 HP de potencia.....	79
Figura 30: Cable metálico para el jale de Rastra.	80
Figura 31: Polea para colgar los cables de rastrillaje.....	80
Figura 32: Tablero de encendido del winche eléctrico.	81
Figura 33: Rastra y Cámara de Winche.	81
Figura 34: Diseño de ES CM para Winche eléctrico de 15 HP.	81
Figura 35: Buzón y camino CH de doble compartimiento.	83

Figura 36: Método de explotación corte y relleno ascendente en Breasting.....	86
Figura 37: Mapeo geomecánico In-Situ Tj 5105-1 Nv 1700	97
Figura 38: Valoración de la calidad de roca, RMR de Bieniawski	99
Figura 39: Representación gráfica del grado de densidad de la discontinuidad Software Dips.	100
Figura 40: Determinación del tipo de sostenimiento.	103
Figura 41: Tiempo de Autosoporte según el sistema RMR y SPAN.	104
Figura 42: Detalle de Mapeo Geomecánico del TJ 5105-1 Nv 1700.....	106
Figura 43: Distribución de malla de perforación para potencia de veta de 1.20 m, calculado y reajustado.	108
Figura 44: Distribución malla de perforación con B y E reajustado en el Tj 5105-1 Nv 1700.....	109
Figura 45: Secuencia de salida de la voladura Tj 5105-1 Nv 1700.	112
Figura 46: Numero de eventos ocurridos Mina el Tingo.	121
Figura 47: Índice de frecuencia.....	121
Figura 48: Índice de Severidad	122
Figura 49: Índice de Accidentabilidad.	122
Figura 50: Programado versus ejecutado.	124
Figura 51: Programado versus ejecutado TJ 5105-1 Nv 1700.....	124
Figura 52: Liquidación mensual Minera Tauro SAC.....	125
Figura 53: Liquidación Mensual Tj 5105-1 Nv 1700.	125
Figura 54: Factor de voladura General Unidad de Producción Marañón.	126
Figura 55: Fv. Programado Vs Ejecutado.....	126
Figura 56: Pies perforados por metro cubico.	127
Figura 57: Pperf/m ³ Programado Vs Ejecutado.....	127
Figura 58: Rendimiento TM/HG.	128
Figura 59: Factor de potencia obtenida durante el proceso Tj 5105-1 Nv 1700.....	128
Figura 60: Factor de perforación obtenida durante el proceso Tj 5105-1 Nv 1700.....	129
Figura 61: Rotura de Mineral Obtenido en el Tj 5105-1 Nv 1700, durante el proceso.	129
Figura 62: Rendimiento horas guardia obtenidas durante el proceso Tj 5105-1 Nv 1700.....	129
Figura 63: Costo de producción obtenida durante el proceso.	130
Figura 64: Dilución obtenida versus el programado.	130
Figura 65: Ciclo de minado del Tj 5105-1 Nv 1700.....	140
Figura 66: Acumulación de taladros en todo el corte del TJ 5105-1 Nv 1700.	141
Figura 67: Limpieza de mineral con winche eléctrico de 15 HP y sostenimiento pernos Split Set de 5 pies.	141
Figura 68: Llenado del IPERC continuo antes de la actividad de guardia.....	142
Figura 69: Distribución de taladros para una potencia de veta de 1,20 m.	145
Figura 70: Distribución de explosivo en el taladro y espaciadores de detritus.	145
Figura 71: Block de tajeo	146

ÍNDICE DE FOTOS

Fotografía 1: Pirita Aurífera "Mina Choloque", TJ 5105-1 Nv 1700	27
Fotografía 2: Máquina Perforadora JackLeg RNP-S250	53
Fotografía 3: Sostenimiento Puntales de Madera con Platos Jack Pot, TJ 5105-1 Nv 1700.	73
Fotografía 4: Explosivos y Accesorios de Voladura utilizados en el tajo piloto.	138
Fotografía 5: Encebado del explosivo Emulex 45% TJ 5105-1 Nv 1700.....	138
Fotografía 6: Tendido de manga de ventilación recuperada sobre puntales de madera y entablados puntales.	138
Fotografía 7: Carguío y Chispeo y disparo del TJ 5105-1 Nv 1700.....	139
Fotografía 8: Limpieza de mineral, relleno con desmonte.	139



GLOSARIO DE TERMINOS

B/C: Beneficio/Costo
C&R: Corte & Relleno
CFM: Cubic feet per minute (Pies cúbicos por minuto)
CH: Chimenea
CIA: Compañía
CMPSA: Compañía Minera Poderosa
CMC: Circulo de Mejora Continua
COK: Costo de Oportunidad de Capital
COLPA: Clasificar, Ordenar, Limpiar, Prevenir y Autodisciplinar.
CR: Cortada
DDH: Diamond Drill Hole (Taladros de Diamante)
ECM: Empresas Contratistas Mineros
ESR: Relación Equivalente de Soporte
F/R: Fracturada/Regular
GL: Galería
GSI: Geological Strength Index (Índice de Resistencia Geológica)
h: hora
ha: Hectáreas
HP: Caballos de fuerza
IN: Inclinado
IPERC: Identificar los Peligros y Evaluar los Riesgos y Control
Km: Kilómetros
Kw: Kilowatt
LW: Long Wall
m.s.n.m: metros sobre el nivel del mar
M3: Metros Cúbicos
MF/R: Muy Fracturada/Regular
MITASAC: Minera Tauro S.A.C.
Nv: Nivel
Ore Pass: Paso de mineral
Ore Shoots: Brote de mineral
PERVOL: Perforación y Voladura
PETN: Pentrita
PETS: Permiso escrito de Trabajo Seguro
POD: presión de detonación
Psi: Libra de fuerza por pulgada cuadrada (lbf/in²)
PSS: Pernos Split Set

Pulg: Pulgadas
Q: Rock Quality index de Barton (Índice de calidad de roca)
RB: Raise Boring
RBS: Potencia relativa en volumen
RMR: Rock Mass Rating (Clasificación de la masa rocosa)
RQD: Rock Quality Designation (Designación de Calidad de roca)
RUC: Registro Único del Contribuyente
RWS: Potencia Relativa en peso
S.A.: Sociedad Anónima
S/: Soles
SN: Subnivel
SPAN: Ancho máximo de excavación
t: Toneladas
TAS: Tiempo de Auto-Soporte
TIR: Tasa de Interés de Retorno
Tj: Tajo
TM: Toneladas Metricas
U.P.: Unidad de Producción
UEA: Unidad Económica Administrativa
USD: United States Dollars (Dólares de Estados Unidos)
UTM: Universal Transverse Mercator (universal transversal Mercator)
VAN: Valor Actual Neto
WGS: World Geodetic System 1984 (Sistema de coordenadas geográficas mundial).



**“INCREMENTO DE PRODUCCIÓN APLICANDO LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN
REALCE, VETA CHOLOQUE NIVEL 1700 TAJO 5105-1 MINA EL TINGO C.I.A. MINERA
PODEROSA S.A - 2018”**

Esta publicación está bajo una licencia Creative Commons



INTRODUCCIÓN

“Perú: País Minero”, goza de una larga tradición minera asociada a su potencial minero, que ha hecho posible que la actividad sea un motor de crecimiento de la economía peruana y una plaza atractiva para las inversiones extranjeras. Único país que ha tenido un crecimiento sostenido desde el año 2013 hasta la fecha, según el ranking elaborado por el Instituto Fraser ocupa los primeros lugares en producción de oro, plata, cobre y zinc, así como sus reservas minerales.

Compañía Minera Poderosa S.A, es una Empresa aurífera subterránea de mediana minería, que mantiene su producción de mineral de acuerdo a la capacidad de planta de tratamiento. La explotación se realiza combinando métodos convencionales y trackless; los métodos de explotación más utilizados son el corte y relleno ascendente, Shortwall (variante del longwall mining) y el de lonjadas verticales combinados con el de cámaras y pilares; el sostenimiento se hace con pernos de anclaje, malla electrosoldada, cuadros de madera, puntales de madera, cimbras metalizas, relleno hidráulico, relleno detrítico y concreto lanzado dependiendo de las características geomecánicas del macizo rocoso en las labores de exploración, desarrollo y explotación.

La actividad de producción, se realiza con la finalidad de cumplir metas de producción diaria, mensual y anual, así lograr los objetivos económicos y operacionales en base al plan de minado programado por CIA Minera Poderosa S.A. en su U.P Marañón; en el último año no se cumplió con los programas de producción por parte de MITASAC razón por la cual se hace un análisis de la situación actual y buscar alternativas que permitan salir del problema.

Por todo ello la necesidad de incrementar la producción de mineral, con dilución adecuada, costos de operación bajos, cumpliendo programas de producción, con altos niveles de seguridad evitando la exposición de los colaboradores al peligro en las zonas de tajeo.

En búsqueda de estas mejoras, se optó en evaluar la implementación de un método de minado adecuado, de acuerdo a las características del macizo rocoso específicamente de las cajas que contienen la estructura mineralizada en la veta choloque, llegándose a la aplicación de perforación y voladura en realce con taladros acumulados en todo el corte, ya que los resultados del estudio geomecánicos arrojan valores de roca regula a buena, posibilitando la aplicación del método como favorable.

Este trabajo de investigación está sustentado en V capítulos.

Capítulo I: Descripción y planteamiento del problema, objetivos claros, cuyos resultados justifican la viabilidad de la investigación.

Capítulo II: Marco teórico, En base a los antecedentes y referencias teóricas detalladas en el contenido del trabajo de investigación respaldan los resultados obtenidos durante el proceso de prueba.

Capítulo III: Diseño metodológico, Todo el desarrollo del trabajo de investigación está estrictamente enmarcado dentro de un diseño metodológico, Hipótesis planteadas antes del inicio del proyecto, identificación de la muestra, así como el uso de herramientas de gestión.

Capítulo IV: Resultados, se realiza los cálculos necesarios y obtención de resultados en geomecánica, perforación, voladura, sostenimiento, servicios mina y rendimientos de operación; así como el costo de producción, donde finalmente se realiza un análisis de resultados que hacen que el proyecto de investigación sea viable.

Capítulo V: se presenta las conclusiones y recomendaciones del trabajo de investigación.

Todo este contenido apoyado con los anexos, figuras, fotos y laminas que evidencian el desarrollo del proyecto de investigación.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se realiza en la Mina el Tingo U.P Marañón de CIA Minera Poderosa S.A. para determinar un nuevo diseño de perforación y voladura que permita incrementar la producción.

El método de explotación empleado para la recuperación del mineral es over cut and Fill (corte y relleno ascendente), con perforación y voladura en Breasting (horizontal) y lonjadas verticales (Shortwall) que viene a ser una variante del Longwall Mining; bajo estas condiciones había incumplimiento del programa de producción mensual, así como retrasos en la extracción y relleno del tajo, perjudicando directamente en las valorizaciones mensuales de la empresa especializada.

Por lo que se opta reemplazar las operaciones unitarias de perforación y voladura para incrementar la producción de mineral de acuerdo a los intereses de MITASAC en la U.P Marañón de Compañía Minera Poderosa S.A. aplicando el modelo matemático de PEARSE, datos estadísticos, marco de referencia; y así garantizar la viabilidad del proyecto y sin descuidar los procedimientos de las buenas prácticas de trabajo seguro para con nuestros colaboradores.

Siendo el objetivo principal del trabajo de investigación; evaluar y determinar los parámetros de perforación y diseño de voladura en realce con taladros acumulados en el Tj 5105-1 Nv 1700, para incrementar la producción en beneficio de Minera Tauro S.A.C. y Compañía Minera Poderosa S.A.

Palabras claves: Costo, diseño de voladura, perforación y producción.

ABSTRACT

The present research work is carried out at the Tingo U.P Marañón Mine of CIA Minera Poderosa S.A. to determine a new drilling and blasting design that allows to increase production.

The exploitation method used for the recovery of the mineral is over cut and Fill, with drilling and blasting in Breasting (horizontal) and vertical slices (Shortwall) that becomes a variant of the Longwall Mining; Under these conditions there was a breach of the monthly production program, as well as delays in the extraction and filling of the pit, directly damaging the monthly valuations of the specialized company.

Therefore, it is decided to replace the drilling and blasting unit operations to increase the production of ore according to the interests of MITASAC in the U.P Marañón de Compañía Minera Poderosa S.A. applying the mathematical model of PEARSE, statistical data, frame of reference; and thus guarantee the viability of the project and without neglecting the procedures of good safe work practices with our collaborators.

Being the main objective of the research work; evaluate and determine the parameters of drilling and blasting design in relief with drills accumulated in the Tj 5105-1 Nv 1700, to increase production for the benefit of Minera Tauro S.A.C. and Compañía Minera Poderosa S.A.

Keywords: Cost, blasting design, drilling and production

CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

La explotación de la veta Choloque Mina el Tingo de CMPSA se realiza por Corte y Relleno Ascendente en Breasting en los niveles 1600, 1700 y 1800 con buzamiento de 55° de inclinación en promedio, con calidad de roca tipo III y RMR de 45 a 50, donde el sostenimiento se realiza con puntales de madera de 7 a 8 pulg de diámetro por 2,40 m de longitud espaciados a 1,50 m de eje a eje y como sostenimiento definitivo el relleno detrítico, se perforan 15 taladros en promedio por disparo con 1,65 m de eficiencia de perforación, la voladura se realiza con Emulex 65% de 1" x 7" de dimensión, accesorios Carmex de 2,10 m y mecha rápida Z-18 alcanzando una eficiencia de 93%, la limpieza se realiza con winches eléctricos de 15 HP rastra de 16" de ancho con capacidad de 0,228 m³ y para la extracción locomotoras a batería con carros mineros U-35 con capacidad de 1 TM.

Mensualmente dentro de la veta Choloque se programan 5 tajos en promedio todos ellos con el mismo ciclo de minado, resultando un método lento en sostenimiento, limpieza, extracción y relleno, afectando directamente en el cumplimiento de programas de producción de mineral y liquidación en beneficio de MITASAC.

Entonces se evaluó y se propuso cambiar las operaciones unitarias de perforación y voladura en realce con taladros acumulados en todo el corte, que permitirá incrementar la producción de mineral, reducir costos de operación, así como el cambio sostenimiento de puntales de madera a pernos Split Set de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

El mapeo geomecánico arroja una calidad de roca de tipo III con RMR de 48, Q de 5,5 y GSI de F/R, obteniéndose una roca regular. Bajo estas condiciones geomecánicas es viable la aplicación del nuevo ciclo de minado en la veta Choloque.

1.2. Enunciado del Problema

1.2.1. Problema General

¿Cómo se logrará incrementar la producción aplicando la perforación y voladura en Realce, Veta Choloque Nivel 1700 Tajo 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.?

1.2.2. Problemas Especifico

¿Cómo se logrará determinar el incremento de producción aplicando la perforación y voladura en realce con taladros acumulados, Veta Choloque nivel 1700 Tj 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.?

¿Cómo se logrará determinar los parámetros de perforación aplicando criterios geomecánicos para incrementar la producción, Veta Choloque nivel 1700 Tj 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.?

¿Cómo se logrará determinar el diseño de voladura para incrementar la producción, Veta Choloque nivel 1700 Tj 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Determinar el incremento de producción aplicando la perforación y voladura en realce, Veta Choloque Nivel 1700 Tajo 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.

1.3.2. Objetivos específicos

- ✓ Determinar el incremento de producción aplicando la perforación y voladura en realce con taladros acumulados, Veta Choloque nivel 1700 Tj 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.
- ✓ Determinar los parámetros de perforación aplicando criterios geomecánicos para incrementar la producción, Veta Choloque nivel 1700 Tj 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.
- ✓ Determinar el diseño de voladura para incrementar la producción, Veta Choloque nivel 1700 Tj 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A.

1.4. Justificación de la investigación

La importancia del cumplimiento de los programas de producción mensuales asignadas a las empresas especializadas es uno de los aspectos más importantes de la actividad minera, debido a que el índice de producción está por debajo de lo programado, según estas cifras, la Empresa Especializada debe tomar medidas inmediatas, en especial cuando las liquidaciones mes a mes depende de ello.

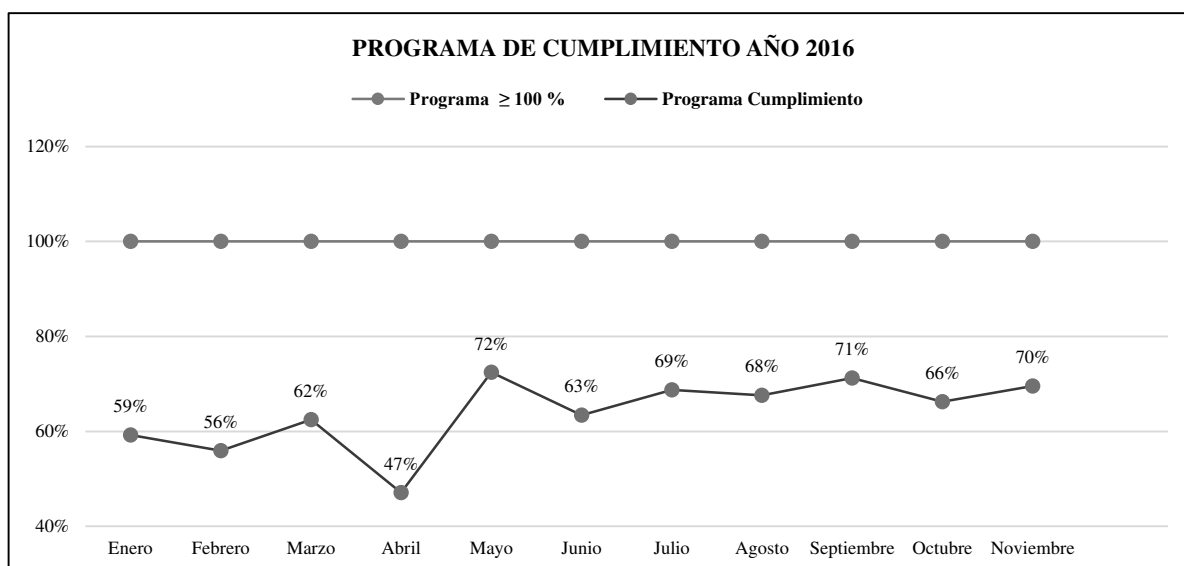


Figura 1: Datos estadísticos de producción por meses año 2016.

Fuente: MITASAC

Estas estadísticas evidencian la falta de cumplimiento del programa mensual de producción, un alto índice en negativo del acumulado, según estas cifras se toma decisión de implementar un nuevo método de producción, así cumplir los programas mensuales

Las razones por las cuales se optó este método de explotación son.

- ✓ Contribuir con la mejora continua del método de explotación de Compañía Minera Poderosa S.A., específicamente con el nuevo método de explotación; Perforación en realce y voladura con taladros acumulados de 150 a 300. Propiciando un ambiente de trabajo seguro para el colaborador y supervisión.
- ✓ Incrementar la producción mensual y satisfacer la necesidad del cliente.
- ✓ Evitar la disminución de producción de Compañía Minera Poderosa S.A. que se presenta como consecuencia que en la Zona de Papagayo está en fase de Recuperación de puentes y pilares en la mayoría de las labores de explotación.

1.5. Delimitación

1.5.1. Delimitación espacial

Limitada en el Nv 1700 Tj 5105-1, Veta Choloque, Mina el Tingo, Unidad de Producción Marañón de Compañía Minera Poderosa S.A.

1.5.2. Delimitación Social:

Involucra a los colaboradores de los departamentos de Operación Mina, Planeamiento, Geología, Seguridad y Recursos Humanos.

1.5.3. Delimitación temporal:

Ejecutado de junio a noviembre del año 2016.

1.5.4. Delimitación conceptual:

el presente trabajo de investigación se centra en el tajeo de minerales, minería subterránea, donde abarca:

- ✓ Block de mineral
- ✓ Potencia de veta
- ✓ Diseño de malla de perforación
- ✓ Longitud de taladro perforado
- ✓ Calidad de roca caja techo y estructura
- ✓ Tipo de explosivo y accesorio de voladura

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

Lopez (2012), en su tesis “Optimizacion del metodo de explotacion corte y relleno ascendente para incrementar la produccion en la Compañía Minera Cobre Nazca Unidad Santa-ANA”.

Se realiza acumulación de taladros en un numero de 40 a 50 por cada guardia, se perfora un tramo de 15m para evitar desvíos en la perforación se utiliza guidores con una malla de perforación de 2 x 1, llegándose disparar 140 taladros por cada ala en cada corte; luego de la voladura se obtiene 172 TM de mineral roto. Para iniciar la limpieza se realiza el sostenimiento de corona con guarda cabezas con puntales de seguridad con plantillas, pernos Split Set de 5 pies, teniéndose una producción de 40 t/día. Este ciclo se repite en ambas alas (p. 64).

Chambi (2014), en su tesis “Proyecto de explotacion de la veta la Picada por el metodo corte y relleno ascendente Empresa Minera Aurifera Estrella-Caraveli-Arequipa”

Se determino el metodo de explotacion de la picada, Unidad Minera Estrella, por corte y relleno ascendente, ya que el macizo rocoso, es de regular a buena, con un fuerte buzamiento vertical.

Borda (2017), en su tesis “Aumento de la productividad en el Método Long Wall Mining sostenido por puntales con cabeza de Jack Pot en U.P. San Andrés-Minera Aurífera Retamas S.A.”

El método Long Wall Mining es un método de alta producción y bajo costo de operación, además es un método de explotación que brinda la seguridad necesaria para un trabajo seguro, porque el personal que trabaja siempre está sobre un área sostenida y no se expone al área explotada al ser un tajeo en retirada.

En cuanto al rendimiento de toneladas hombre-guardia, se incrementa en 27%, con respecto a los otros métodos de explotación convencional.

En lo que respecta a perforación en este método es factible maximizar las dimensiones de la tanda de perforación por disparo, y por ende se incrementa el número de taladros por tanda (p. 128).

Polo (2017), en su tesis “Evaluación del método de explotación y control de la altura de minado según las condiciones geomecánicas de la veta Daniela en la empresa especializada Comiluz SAC de Marsa”

La mayor altura de minado de 1,30 m en el método Long Wall ocasionó sobrerotura. Al tener mayor sobrerotura se tiene mayor cantidad de mineral, pero con alta dilución. Es más caro el acarreo y transporte de una tonelada de mineral pobre que una tonelada de mineral de alta ley.

El indicador de producción en TM/h día. Demostró que hay mayor productividad en el método corte y relleno ascendente. Debido al tiempo que no se tiene que recoger el desmonte y poco sostenimiento.

El estudio realizado permitió conocer que los pies perforados por tonelada fue mejor en el método C & R que en LW. Si bien es cierto el método LW es menos costoso en 5,4% pero la alta dilución en mineral que perjudica en la etapa de recuperación metalúrgica, generando un alto consumo de reactivos (Pag. 65).

Zamudio, y otros (2012), en su tesis “Ventajas Económicas del método Long Wall sobre el método Corte y Relleno Ascendente en la explotación de la veta Valeria, Mina San Andrés, U.E.A Marsa”.

En el método tradicional de C & R, se realiza con carretilla de 0,1 m³ de capacidad con un rendimiento de 1,3 TM/h. Lo cual es muy lento, por lo que en el nuevo método se propone usar un winche eléctrico de 15HP con una rastra de 36” cuyo rendimiento sería de 5 TM/h. Mejorando en un 131% la velocidad de limpieza.

En cuanto al sostenimiento, en el método tradicional el tiempo para instalar un cuadro de madera es de 2 h. (incluyendo traslado de madera), usando herramientas como corvina. El costo de operación del minado utilizando el método Long Wall Mining en la explotación de la veta Valeria es menos en 50 nuevos soles por tonelada, en comparación con el método Corte y Relleno ascendente, lo que incrementa la utilidad de la empresa (p. 43)

Marcos (2015), en su tesis “Evaluación Económica del Sistema de Extracción de la Mina Papagayo de CIA Minera Poderosa S.A.”.

De acuerdo a la evaluación económica, el proyecto es rentable, con un VAN de US\$ 625 447 y una TIR de 30,1%. TIR es 30,1% es mayor que el COK de capital propio que es igual a 12%. A relación beneficio/costo (B/C) es igual a 1,48.

Se incrementó la productividad promedio del sistema de extracción de 18,5 TM/h a 36 TM/h Se redujo en 1,5 %/TM el costo de transporte con Dumper por tonelada. Se disminuyó el número de camiones de bajo perfil (Dumper) de 4 a 2 unidades, debido a la menor distancia de recorrido, antes 1,5 km promedio y con el nuevo sistema de transporte a 0,6 km en promedio (p. 99).

Donaires (1977), en su tesis “Sostenimiento de Minas Subterráneas”.

Antes de elegir un sistema de sostenimiento se debe realizar los siguientes factores: importancia de la labor, método de explotación, tiempo que debe servir, forma y dimensiones de las secciones a sostener y considerando el costo unitario y su mantenimiento. En el sostenimiento de labores mineras es

recomendable hacer estudios de mecánica de rocas del yacimiento, para la cual las empresas mineras deberán a menudo clasificar las rocas teniendo en cuenta sus particularidades de su propia región, con el fin de conocer las fuerzas contra las que hay que luchar en la mina.

2.2. Generalidades

2.2.1. Ubicación

Compañía Minera Poderosa S.A. se encuentra ubicada en el caserío de Vijus, Distrito y Provincia de Pataz, Región la Libertad, se divide en dos unidades económicamente activas: UEA la libertad y la UEA Poderosa, a 320 km de Trujillo, con derechos mineros de 114 010 ha sin embargo poderosa realiza sus actividades en 11 761 ha, en el resto del terreno se realizan trabajos de exploración y prospección, que comprende 263 derechos mineros, las cuales están agrupadas en 18 unidades económicas administrativas (UEAs) y 154 concesiones mineras sin UEAs. Las operaciones de explotación se desarrollan mayormente en las UEAs Poderosa de Trujillo que comprende 11 derechos mineros y 6382 ha. Y UEA libertad con 14 concesiones y 5379 ha. Se enfoca en la explotación de minera aurífera subterránea, con una dimensión de mediana minería que explota Oro. Las vetas de sulfuros con cuarzo tienen dimensiones de varios kilómetros en extensión horizontal y cientos de metros verticales (PODEROSA, 2017 pág. 7)

2.2.2. Ubicación geográfica-política

Geográficamente se encuentra ubicada en el flanco Nor-oriental de la cordillera de los andes, emplazada en el batolito de Pataz, al margen derecho del río marañón contando con los siguientes límites.

Tabla 1: Colindancias de las Concesiones Mineras de Compañía Minera Poderosa S.A.

Límites	Colindancia
Este	Región San Martín
Oeste	Provincia Sánchez Carrión
Norte	Provincia de Bolívar
Sur	Provincia de Pataz

Fuente: Propia del autor.



Figura 2: Ubicación de Compañía Minera Poderosa S.A. Región la Libertad.

Fuente: Compañía Minera Poderosa S.A.

Tabla 2: Coordenadas UTM y Geográficas de UEA Maraón.

Coordenadas			
UTM		Geográficas	
Este	Norte	Latitud	Longitud
210 485,250 m E	147 178,514 m N	07°47'02" Latitud Sur	77°35'24" Longitud Oeste
Cota: 1250 a 3000 m.s.n.m.			
DATUM: WGS 84 - Zona 17 S.			

Fuente: Ministerio de Energía y Minas.

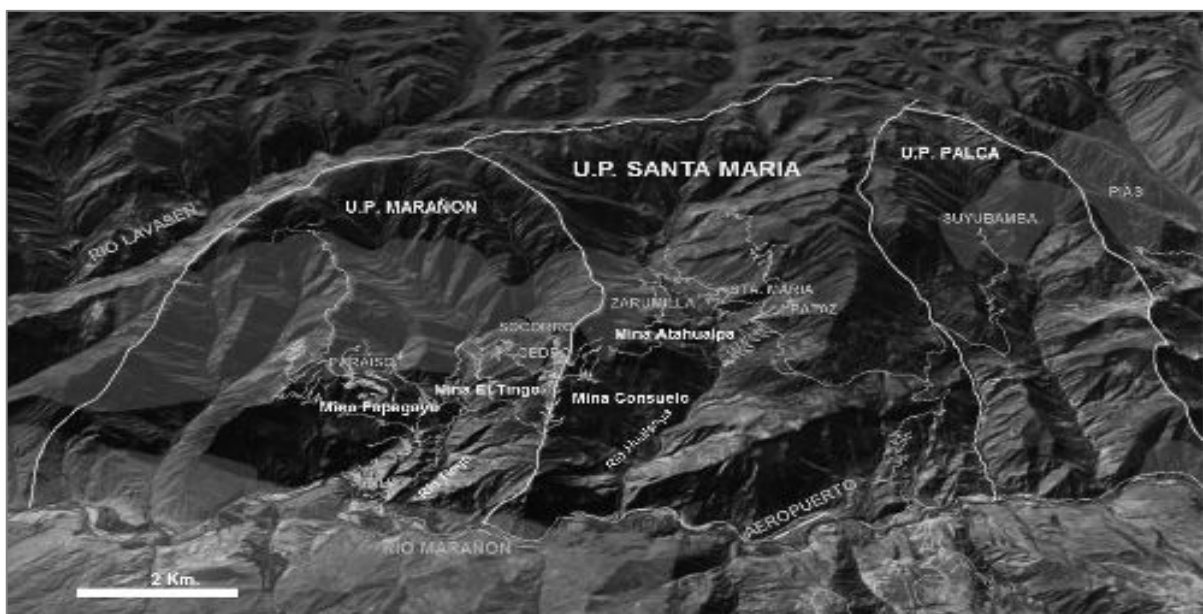


Figura 3: Unidades de Producción de Compañía Minera Poderosa S.A.

Fuente: CIA. Minera Poderosa.

2.2.3. Acceso

La accesibilidad a la mina puede ser por vía aérea o terrestre.

Tabla 3: Acceso Vía Terrestre.

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (h)	Tipo de Carretera
Lima-Trujillo	550	8	Asfaltada
Trujillo-Vijus	330	14	Asfaltada-Afirmada-Trocha
Vijus-Paraíso	16	0:30	Trocha
Total	896	22:30	

Fuente: Ministerio de Transportes y Comunicaciones.

Tabla 4: Acceso Vía Aérea.

Tramo	Distancia (Km)	Tiempo (Hr)	Medio
Lima-Trujillo	550	0:50	Avión
Trujillo-Chagual	360	0:45	Avioneta
Chagual-Mina	46	0:40	Camioneta
Total	906	02:05	

Fuente: Propio del Autor

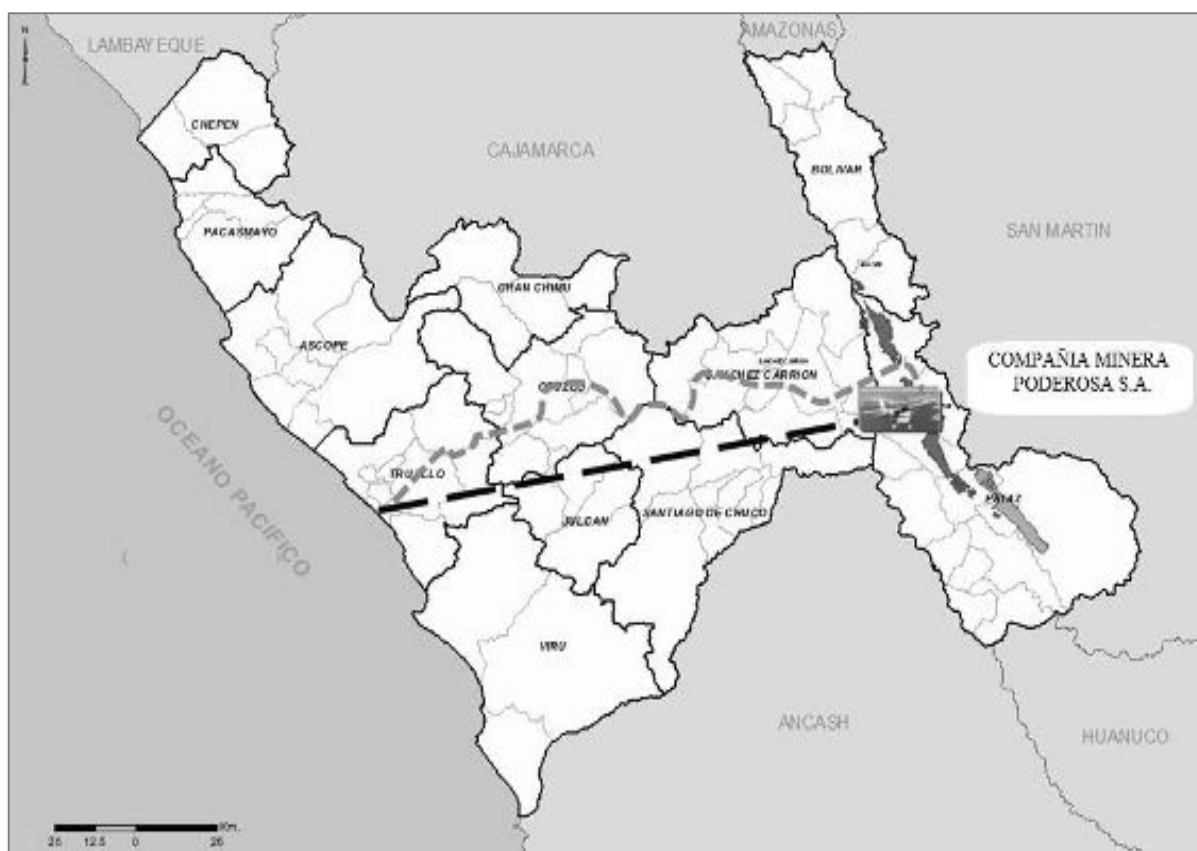


Figura 4: Rutas de acceso Vía Ómnibus y Avioneta.

Fuente: Noveno Congreso Nacional de Minería presentado por el Ing. De la Puente. (2012)

2.2.4. Breve descripción de la mina

Tabla 5: Breve descripción de CIA Minera Poderosa.

Inicio de Operaciones	Mayo de 1982
Ubicación	Caserío de Vijus, Distrito y Provincia de Pataz, Región la Libertad
Altitud	Entre los 1250 y 3000 m.s.n.m.
Fuerza laboral	724 empresa y 2583 Empresas Contratistas
Sistema de Trabajo Empleados y Colaboradores	28 días en Mina y 14 días libres
Producto	Oro
Yacimiento	Filoneano, emplazado en el batolito de Pataz
Recursos	1 234 160 Tm con 647 317 Oz de Oro y 16,31 gr/TM de ley.
Capacidad de Planta	1400 TM/día (planta Santa María y Marañón)
Métodos de Explotación	Corte y Relleno Ascendente de tipo Breasting, Long Wall Mining.
Métodos de Exploración	Labores Mineras y Perforaciones Diamantinas
Tratamiento	Lixiviación con cianuro, recuperación con Merrill Crowe y fundición de barra del Dore.

Fuente: Resumen anual de CIA. Minera Poderosa S.A 2016.

2.2.5. Fisiografía

Toda la región es de una fisiografía sumamente accidentada, con quebradas y ríos encañonados. Los flancos de las quebradas como la Lima y el Tingo son de pendientes abruptas muy difíciles para el acceso sin trochas; este factor dificultó notablemente el reconocimiento de los afloramientos de las estructuras mineralizadas.

La unidad minera se ubica en el flanco oeste de la cordillera oriental sobre el río Marañón. La característica más importante del valle es la presencia de fuertes pendientes en sus flancos, variando en promedio entre 20% en la parte baja del valle y 35% en la zona más escarpada hacia las cumbres, estos flancos se extienden en forma continua por decenas de kilómetros. Las quebradas tributarias del río Marañón, tales como la Lima y el Tingo, son de pendientes abruptas y de difícil acceso.

2.2.6. Clima y Vegetación

El clima de la zona varía entre cálido a templado caracterizándose por tener una estación de lluvias intensas entre los meses de noviembre y abril, seguida de una época de sequía relativa durante el resto del año; el periodo de mayor precipitación pluvial se produce entre los meses de enero y marzo.

La zona en descripción que forma parte de la cordillera oriental, así como el clima, la vegetación también varía de acuerdo a las estaciones del año, cuando este flanco recibe las primeras lluvias de verano se puede observar la gran vegetación del tipo herbáceo y otras propias de la zona, así como también los sombríos de diferentes especies.

2.2.7. Recursos

a. Humanos

El valor más importante en CIA Minera Poderosa son sus colaboradores, porque de ellos depende la competitividad de la empresa, por ello se fomenta un ambiente de trabajo en equipo y apostar por la capacitación continua. Por ello se ha diseñado un programa integral de capacitación para educar, entrenar y formar, orientado a fortalecer y desarrollar las competencias del personal y consta de:

- ✓ **Programa regular de capacitación:** cuyo objetivo es reforzar el conocimiento de estándares, procedimientos y temática de interés general.
- ✓ **Programa funcional de capacitación:** cuyo objetivo es fortalecer competencias en función a metas estratégicas de áreas de la empresa.
- ✓ **Programa de capacitación interna:** cuyo objetivo es fortalecer, desarrollar y/o mejorar competencias del trabajador con su ambiente de trabajo en, áreas mineras, geología, seguridad, mantenimiento y planeamiento.
- ✓ **Programa de inducción general:** cuyo objetivo es dar información de interés para los trabajadores nuevos, de acuerdo al reglamento de seguridad y salud ocupacional DS. N° 055-2010-EM.
- ✓ **Programa de formación continua:** cuyo objetivo es facilitar que el personal acceda a especialización vinculada a su formación profesional, sea formación técnica, universitaria, diplomados, maestrías, etc.
- ✓ **Programa de prácticas:** cuyo objetivo es dar oportunidad de entrenamiento a estudiantes y egresados de institutos y universidades.

CIA Minera Poderosa, reconoce el compromiso y trabajo, por ello premian a los mejores colaboradores del año con el premio “Jesús Arias Dávila” en honor al fundador, motivando el comportamiento seguro, disciplina operativa, la filosofía COLPA, trabajo en equipo-Iniciativa, Respeto y Productividad. (Poderosa, 2018)

b. Recursos naturales

El yacimiento aurífero conformado por varias estructuras mineralizadas como: Jimena, la Lima, Papagayo, Karola Piso, Karola Techo, Choloque, Consuelo, Atahualpa, Lola, etc. Que constituyen el recurso natural y que en adelante serán objetos de estudio.

c. Energéticos

La zona cuenta con un vasto potencial hidroeléctrico (El Tingo) dadas las fuertes pendientes y recursos hídricos existentes. Actualmente ya se cuenta con el funcionamiento de un generador hidroeléctrico cuya capacidad es de 1500 KW que suministra anergia a las diferentes unidades y campamentos, al mismo tiempo Poderosa realiza la conexión a la red nacional de electrificación.

d. Hídricos

El área cuenta con suficientes recursos hídricos (subterráneo y superficial) como para garantizar el normal funcionamiento de las operaciones mineras, consumo humano, planta de beneficio y generación de energía eléctrico.

e. Otros.

Madera:

Las localidades de Cochabamba y Moyán son las principales proveedoras de madera en bruto y aserrada; ellas cuentan con una reserva para abastecer la madera de las 4 más importantes unidades de la zona durante los 10 años siguientes a un ritmo de consumo similar al actual.

Materiales e Insumos:

Los materiales e insumos son transportados directamente desde Lima y Trujillo vía terrestre.

Comestibles:

En la zona se consiguen algunos productos: frutas, verduras y tubérculos, el resto se compra generalmente de Trujillo. Se ha implementado un programa de asistencia técnica y económica dirigida a los pequeños agricultores del área para que abastezcan las necesidades alimenticias.

Líneas de aire comprimido y agua:

La casa compresora se encuentra en el nivel 2190 con una capacidad instalada de 4150 CFM, se cuenta con las siguientes compresoras.

Tabla 6: Compresoras para suministro de aire comprimido para las Minas: el Tingo, Karola, Estrella.

Compresora A	ET-5 N° 1	850 CFM
Compresora B	IR-715 N° 1	850 CFM
Compresora C	ET-5 N° 5	850 CFM
Compresora D	AC-1600	1600 CFM

Fuente: Mantenimiento Mecánico de Compañía Minera Poderosa S.A.

La red principal está debidamente instalada con tuberías de Alvenius de 6 pulg. De diámetro hasta el nivel 2070 y con tuberías de 4 pulg. De diámetro hasta el nivel 1800 luego ser distribuidos en toda la red de mina.

El agua para la perforación se capta de la bocamina y luego es llevado por tuberías de polietileno de 2 pulg de diámetro hasta un dique que se encuentra en interior mina, y de ahí se distribuye para todas las labores de la Mina el Tingo, cada mina cuenta con su propia captación de agua y diques construidos a un nivel superior a las labores.

2.3. Geología regional

Para definir la geología regional, (Wilson, y otros, 1964) afirma lo siguiente:

Las características geológicas desarrolladas en la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera de los andes del sector norte del Perú, conformado por la superposición de 3 ciclos: El Precámbrico, Hercínico y Andino. Áreas glaciares, altiplano y valles constituyen la morfología.

Este basamento está incluido dentro del batolito de Pataz a lo largo de toda la zona fracturada. La formación del batolito es de edad paleozoica de alrededor de 300 millones de años del carbonífero superior. La fractura que dio origen a estas pulsaciones magmáticas fue del tipo inverso, producto de esfuerzos de compresión de la tectónica de placas (entre la placa oceánica y la continental), la inyección del magma que fue rellenado a esta falla con rumbo Norte-Sur fue predominante en calcio alcalino (granodiorita).

Se ha podido detectar con la ayuda de los mapeos geológicos, 80 km de batolito, teniendo una forma lenticular en sus extremos Sur y Norte, con un ancho variable que va de 3 a 8 km.

El batolito de Pataz contiene vetas de cuarzo-pirita donde se encuentra normalmente el oro, asociado a la pirita y en pequeñas proporciones asociado a la galena y arsenopirita, se han encontrado mineralización en rocas precámbricas y paleozoicas debido a la intrusión del batolito en estas rocas en su formación, pero acentuándose más esta mineralización en las calizas Pucara en los contactos con el intrusivo y así formando disseminaciones de oro.

El batolito de Pataz está controlado por dos grandes fallas regionales una al Norte-Este que la pone en contacto con el complejo Marañón, formadas por pizarras que corresponden a la formación Contaya, metamorfismo con presencia de pirita fina, se observa también filitas siendo las rocas más antiguas que presentan cierto metamorfismo de contacto, la otra falla regional se ubica Sur-Oeste pone en contacto con rocas del paleozoico y Mesozoico de la formación Chota.

2.3.1. Estratigrafía.

La columna estratigráfica de la provincia de Pataz, comprende en general varios miles de metros de rocas cuyas edades están comprendidas entre el Precambriano y el terciario superior, estando poco desarrollados los depósitos cuaternarios.

La estratigrafía en la zona de Pataz está conformada por rocas sedimentarias, volcánicas e intrusivas, cuya descripción es como sigue.

Sedimentarios:

Formación Contaya (D-e): Constituida por intercalaciones de lavas volcánicas, pizarras negras y con lutitas oscuras amarillentas.

Grupo Mitu (Ps-m): Constituida desde su base hasta su horizonte superior por rocas volcánicas intercaladas con lutitas, areniscas, los volcánicos con pórfidos riolíticos, pórfidos traquíticos, brechas andesíticas y aglomerados riolíticos.

Grupo Pucara (Tr-p): Litológicamente está constituido por calizas de color gris claro, que se presenta en capas medianas y con estratificación ondulada y en la zona de Pataz se presentan con buzamientos de 30° a 60° NE y encontrándose bastante replegadas.

Cuaternarios:

Conformado por depósitos aluviales y fluvioglaciares, con depósitos morrénicos encima de 3500 m.s.n.m. igualmente a lo largo del valle del Marañón y sus tributarios, existen terrazas fluviales, sobrepasando algunas los 200 m de altura, estando conformado por materiales generalmente angulosos y mal seleccionados.

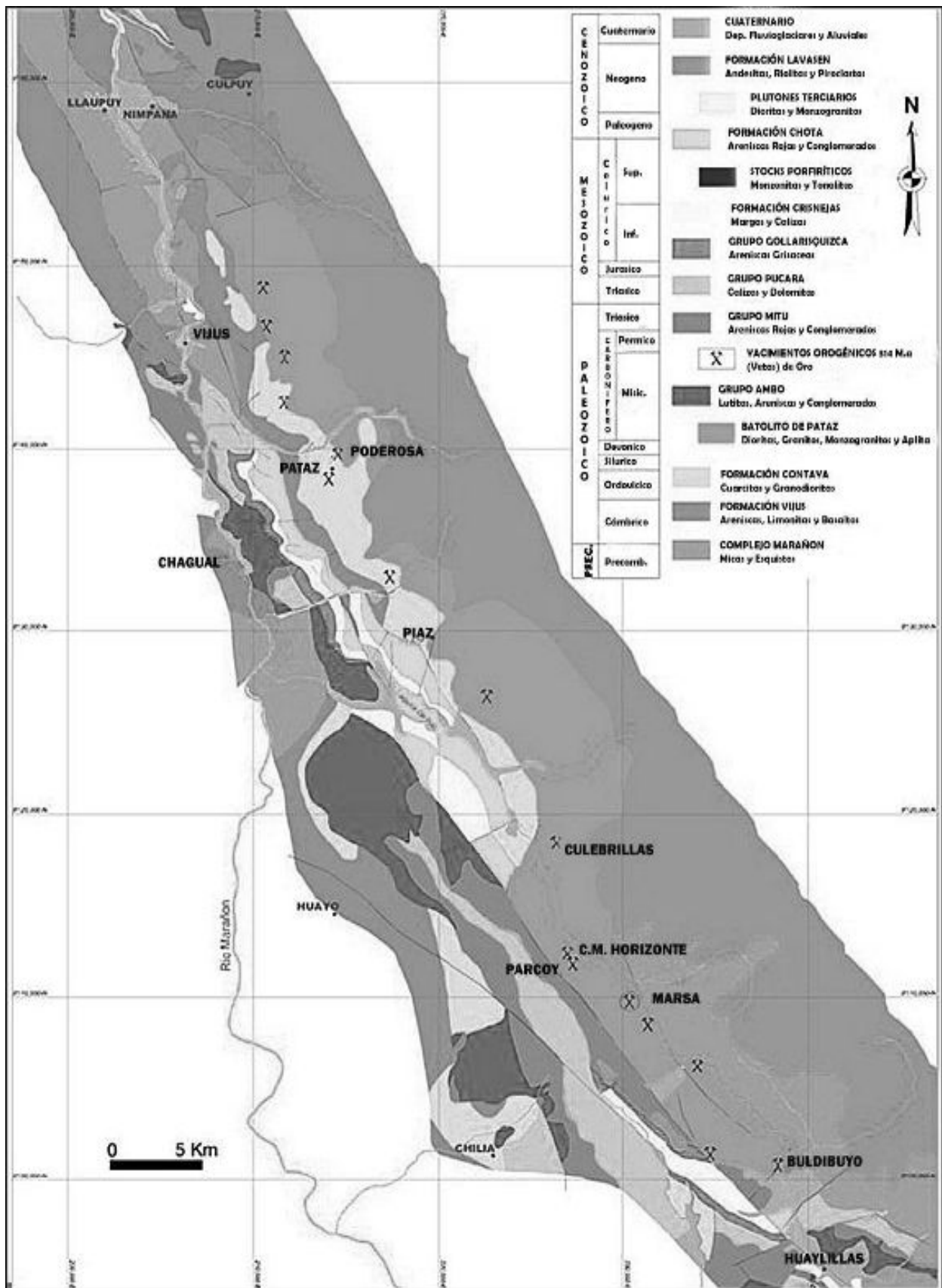


Figura 6: Geología Regional del batolito de Patate

Fuente: Encuentro Tecnología e Investigación – PERUMIN-32 convención Minera (2014)

Volcánicos Lavasen (Tm-vl): está conformado por una serie de rocas volcánicas de más de 1500 m de ignimbritas, tobas y lavas piroclásticas, de composición esencialmente calco-alcalin, que cubren en discordancias erosionales y angular el batolito de Pataz y el complejo del Maraón.

Rocas intrusivas:

Batolito de Pataz:

El principal cuerpo intrusivo de la región lo constituye el llamado Batolito de Pataz. Los afloramientos de este complejo ígneo cubren un área aproximada de 200 km², conformando una faja de más de 80 km de largo, con una orientación N 20° - 30° W. la forma de los afloramientos es en general alargada y lenticular, paralela a la dirección andina.

La composición de las rocas del Batolito es variable predominando la granodiorita, diorita y cuarzo monzonita. También es común encontrar presencia de diques Aplíticos, andesíticas y xenolíticos.

En el área de estudio predominan rocas ígneas generalmente acidas. El stock porfirítico de cuarzo-monzonita que se encuentra en la parte central, es Post – Batolítica que intruye a la granodiorita que se encuentra en la periferia de la diorita. Aquí cabe señalar que la roca intermedia de diorita es la más antigua habiéndose emplazado antes de la granodiorita. A esta roca le sigue en edad el granito, que se encuentra entre granodiorita y el stock porfirítico.

A continuación, se hace una relación en forma descendente de rocas más antiguas a rocas más jóvenes de la formación del Batolito de Pataz.

- ✓ **Diorita:** Cuyo ancho varía de 50 a 150 m. con orientación promedio de S-W.
- ✓ **Granodiorita:** Con un ancho inferior de 700 m. su orientación es análoga a la diorita.
- ✓ **Pórfido de cuarzo-monzonita:** con un stock aproximadamente de 1000 km de radio es la más importante en el área de estudio por estar asociado a los procesos de alteración y mineralización de los depósitos auríferos.
- ✓ **Granito:** se observa como un stock de forma irregular en la parte Sur – Oeste del área en contacto con granodiorita y diorita, tiene un diámetro promedio de 60 m.
- ✓ **Diques Pegmatíticos y Aplíticos:** forman filones que atraviesan toda la secuencia de rocas ígneas, la pegmatita se orienta con rumbo N 35° - 80° W, buzamiento 30° - 35° NE, aflora con longitud variable de 2 a 3 cm. Las Aplitas se observan muy esporádicamente.

2.4. Geología local

El depósito de poderosa, esta hospedado en rocas granitoides del Batolito de Pataz (Microdioritas, granodiorita y granito) de edad paleozoica. Está constituido por filones de cuarzo con concentraciones lenticulares de sulfuros principalmente de pirita y contenidos de oro libre, las concentraciones de mineral se presentan en forma de cuerpo mineralizado (Ore Shoots) controlado por estructuras de lazo cimoide.

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita, las estructuras se encuentran afectadas por fallas diagonales de alto ángulo, generando el modelo “Rosario” con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de 0,5 m a 10 m, existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en pirita masiva y de grano muy fino, también hay fallas transversales de corto desplazamiento.

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de bajo contenido de oro.

Las vetas Mercedes y La Lima presentan continuidad del orden de centenas de metros de los lentes de cuarzo-pirita, con espesores (Potencias), alrededor del metro y leyes de 10 a 60 g Au/TM en promedio y presentan rumbos y buzamientos que pueden variar en ciertos tramos; sin embargo, en general estas estructuras mineralizadas tienen rumbos aproximados N-S y bajos a medios buzamientos al Este.

Observando que el conjunto de las vetas y gracias al estado actual de laboreo minero tanto en superficie como en el subsuelo, es posible asumir que todas las estructuras, forman parte de un gran corredor de cizallamiento paralelo al contacto Intrusivo-Complejo, en el cual las estructuras están entrelazadas unas a otras, es decir que estas no están aisladas e individualizadas, sino más bien serían parte de una mega brecha de cizallamiento con buzamiento al este, en el cual el bloque oriental, conformado por el Batolito, habría cabalgado sobre el basamento Precambriano.

2.5. Geología estructural

2.5.1. Tectónica de la zona

a) Fallas verticales

En la zona de se han cartografiado las siguientes fallas de tipo regional.

Tabla 7: Principales Fallas regionales (Unidad de Producción Marañón).

Falla	Azimut	Buzamiento	Afloramiento
Uno-Dos	105°	90°	Q. La Lima
Simona	105°	90°	Q. La Lima
La Brava	88°	90°	Q. La Brava
Corihuarmi	110°	90°	Q. Papagayo
Sta. Filomena	120°	90°	C. San Antonio
San Antonio	115°	90°	C. San Antonio

Fuente: Departamento de Geología CIA Minera Poderosa.

De este fallamiento, la falla Uno-Dos y la falla Corihuarmi son las que tienen una relación más conocida y mejor definida con la mineralización; así entonces. La veta La Lima está asociada a la falla Uno-Dos y la veta Mercedes a la falla Corihuarmi. La falla Corihuarmi una estructura de casi 1 km de longitud, ha sido

reconocida entre las cotas 1934 y 2400. El ancho de la zona de falla varía entre los 2 y 3 m y está conformada esencialmente por roca granodiorita triturada al grado de milonita, su salto es sinextral y de orden métrico.

b) Falla de alto ángulo.

Este fallamiento con buzamientos que fluctúan entre 50° y 70° al Este no es muy frecuente en la zona, las vetas exploradas en la quebrada El Tingo, manifiestan estas características, como por ejemplo las vetas Choloque y Luz. La primera ha sido reconocida en más de 1 km de longitud y entre cotas aproximadas de 1600 a 2300 m.s.n.m. constituyendo una veta con relleno de mineral económico.

c) Fallas de bajo ángulo.

Se agrupa en este sistema, una serie de fallas de rumbo N-S y Buzamientos menores de 50° al Este, que forman un paquete de fallas anisotrópicas (anastomosadas) paralelas a la fosa del Marañón, con un ancho promedio de 3 km y una profundidad que supera los 1000 m verticales y los 2000 m según el buzamiento.

Es precisamente en estas fallas donde mayormente se empieza la mineralización. La cinemática general de este fallamiento es bastante compleja ya que es evidente que ha sido afectada por tectónicas polifásicas que enmascaran los eventos anteriores.

d) Fallamiento vertical Pre-mineralización.

Existe una fuerte relación entre estas fallas y la mineralización ya que las zonas de mayor ley son generalmente cercanas a aquellas, pareciendo existir preferencia por la intersección entre el plano de falla sud-horizontal y las fallas verticales.

Se ha observado en las labores realizadas sobre la falla Corihuarmi en sectores alejados de la veta (socavones Corihuarmi y Carlos en la quebrada Papagayo), que la falla se presenta rellena con una matriz de cuarzo macizo que suelda fuertemente fragmentos de roca cloritizadas. Según Volfson y Yokoviev (1982), estas características, así como su relación geométrica con la veta, evidencian una actividad hidrotermal temprana, anterior a la mineralización de las mismas, lo cual caracteriza a las fallas metalíferas conductoras de mineral.

e) Fallamiento contemporáneo a la mineralización.

Estudios mineragráficos realizados por la Sociedad Geologica del Perú (2008), en las vetas Mercedes y La Lima, han definido dos estados de mineralización de sulfuros asociados posiblemente a tectonismo intra-mineralización:

Una primera etapa de cuarzo lechoso con cristalización euhedral donde la pirita es el sulfuro más común, presentándose como cristales idiomorfos de tamaños milimétricos y en cuyas microfracturas se alojan sulfuros de segunda fase, asociándose a esta última etapa, la precipitación de oro, electrum, galena y esfalerita.

f) **Fallamiento post- mineralización.** Estudios microtectónicos efectuados por el método de Carey, han permitido definir la existencia de tres fases tectónicas post - mineralización, las dos primeras compresivas, ubicadas dentro del Terciario y una tercera etapa distensiva de una edad Cuaternaria.

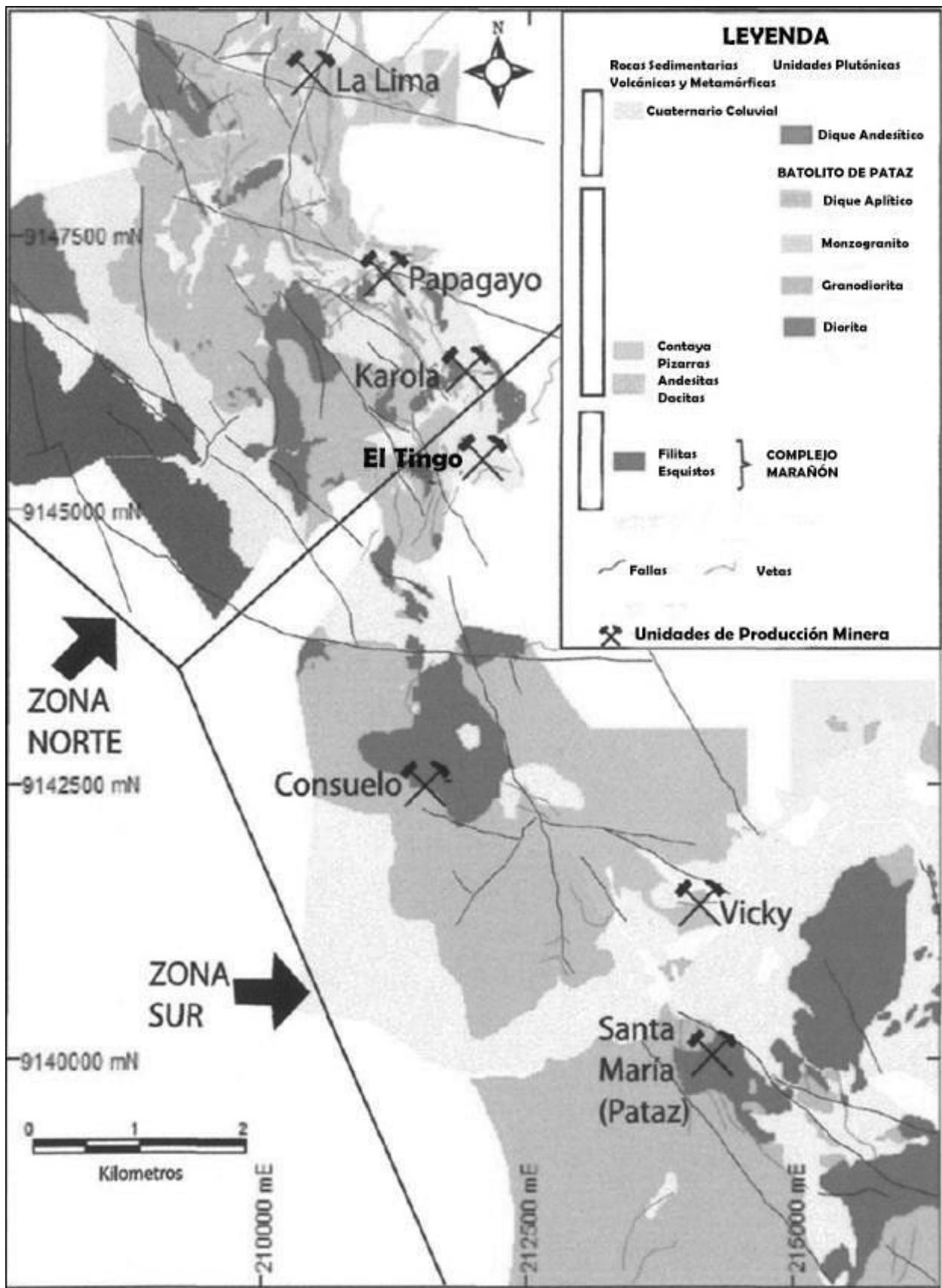


Figura 7: Geológica local CIA Minera Poderosa, Ubicación de las unidades de producción
Fuente: Área de Geología de CIA. Minera Poderosa.

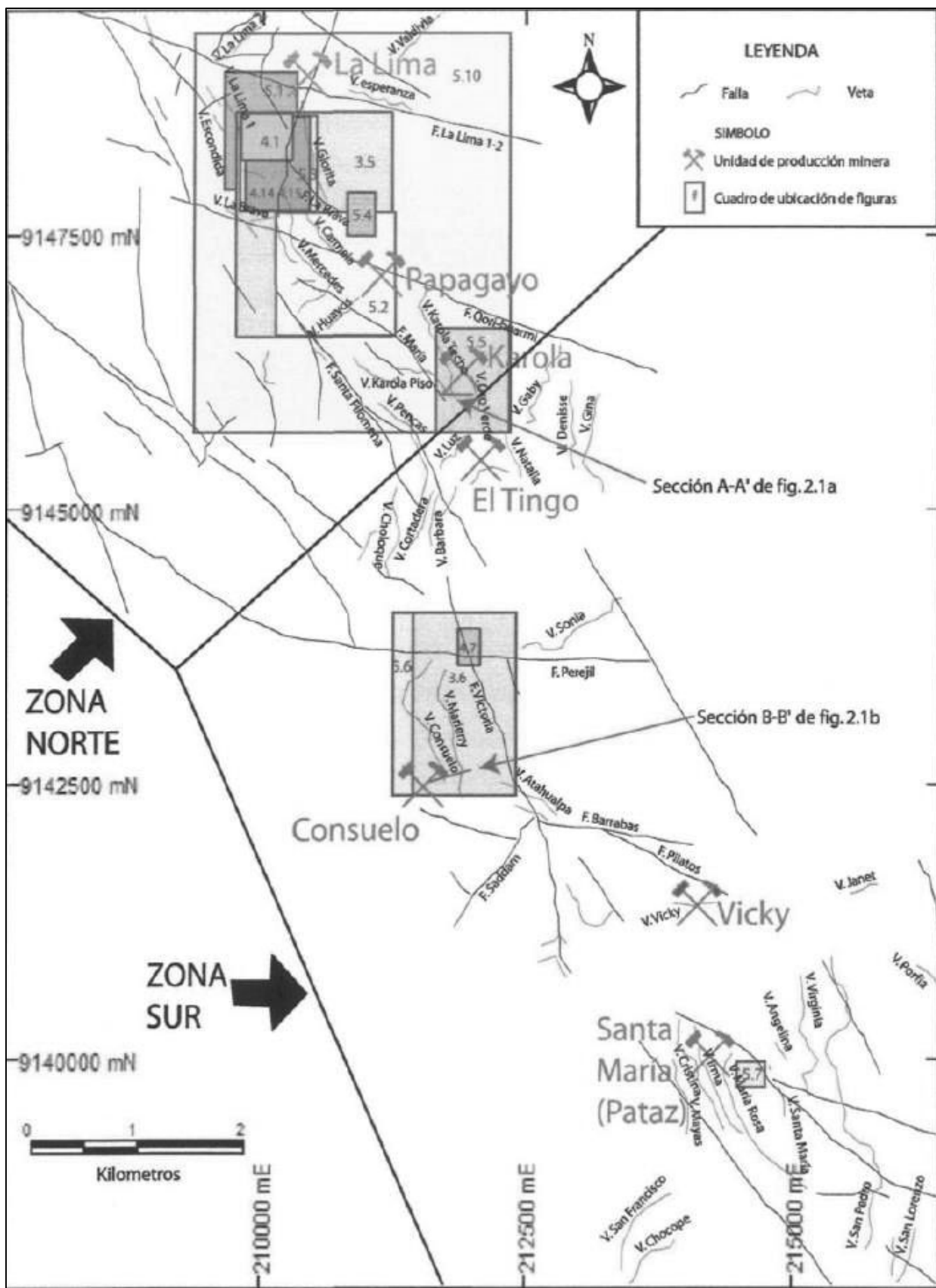


Figura 8: Características estructurales mineralizados CIA Mina Poderosa S.A.
Fuente: Planeamiento CIA Minera Poderosa S.A.

2.6. Geología económica

2.6.1. Génesis y paragénesis

La geometría lenticular de los filones, la presencia de estructuras de intercrecimiento así como la estructura interna de la veta, observándose el relleno secuencial de las fracturas por los sulfuros en paragénesis, hacen evidenciar que las vetas se hayan originado por procesos hidrotermales Post-Magmáticos asociados a un evento metalogénico definido, relacionado al emplazamiento del Batolito de Pataz, esta asociación especial entre Batolito y mineralización permitiría definir a este cuerpo intrusivo como un metalotecto.

La secuencia de paragénesis en el yacimiento se da como sigue:

- ✓ Cuarzo lechoso
- ✓ Marmatita
- ✓ Pirita
- ✓ Cuarzo gris
- ✓ Esfalerita
- ✓ Galena
- ✓ Pirita
- ✓ Limonita

2.6.2. Mineralización

El ensamble mineralógico de las vetas, constituye una asociación típica mesotermal (250 – 350°C) de cuarzo-pirita-oro.

Pirita (S₂Fe): constituye el sulfuro más común, observándose mayormente en cristales subhedrales y anhedrales y con bordes corroídos por los sulfuros posteriores como la galena y esfalerita.

Galena (SPb): se ha observado relleno de galena en microfracturas de pirita, arsenopirita y esfalerita en algunos casos.

Esfalerita (SZn): se encuentra rellenando microfracturas de cuarzo y pirita.

Arsenopirita (SFeAs): se le encuentra mayormente atravesando pirita y esfalerita, bordeándola o corroyéndola.

Calcopirita (S₂CuFe): aparece rellenando fracturas de cuarzo y pirita y mayormente como exsolución en esfalerita.

Otros: estudios mineragráficos realizados por la Sociedad Geologica del Perú (2008), reportan la presencia de molibdenita, magnetita, ilmenita, cobaltita y pirrotita. Se ha observado en vetas de la zona de Ariabamba la presencia de oligisto micáceo.

2.6.3. Alteraciones.

Se puede observar las alteraciones notablemente en las cajas de cada estructura, identificando las siguientes:

La Sericitización: que se ha reconocido en las diferentes vetas que se están trabajando actualmente, son de un color blanquecino, untuoso al tacto y que generalmente se observa en los niveles superiores de las vetas, cuando se tiene este tipo de alteraciones dentro de la veta se han encontrado en muchos casos valores de oro de altas leyes, considerándose un control mineralógico muy importante.

La Propilitización: este tipo de alteración es muy común encontrarla en este tipo de yacimiento, ligada a los clavos mineralizados. La propilita es verdosa, tiene pirita en buena cantidad, arsenopirita y calcita diseminada y en vetillas, la Propilitización es de menor temperatura y generalmente se encuentra junto a la veta o dentro de esta.

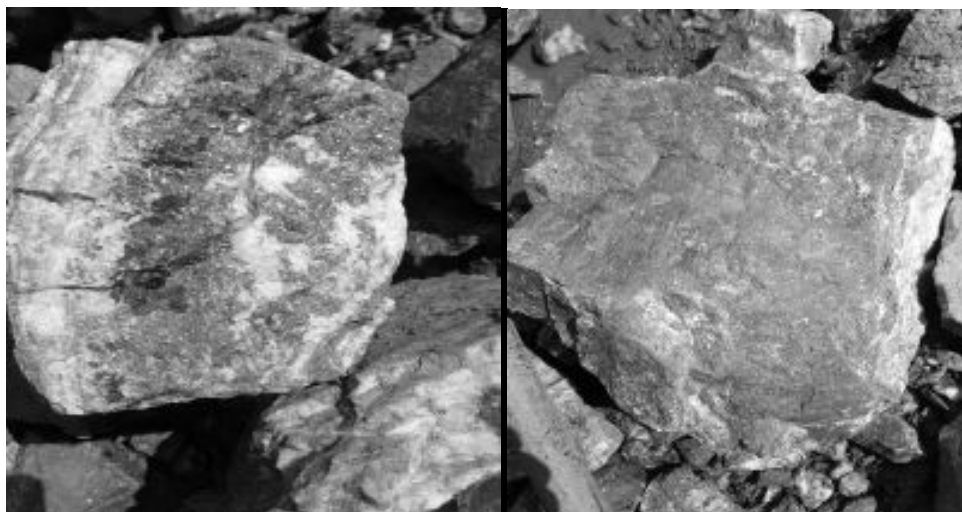
La Silicificación: que es puntual y muy rara, dentro de las vetas en las rocas se hallan como un dato y no es un control litológico importante.

2.6.4. Control mineralógico.

Los valores económicos auríferos presentan una relación directa con los diferentes tipos texturales los mismos que están asociados a los diferentes eventos mineralógicos y tectónicos, así se ha podido establecer.

- ✓ Cuarzo I: Lechoso masivo sin pirita y pobre en oro.
- ✓ Cuarzo II con Pirita I: Color latón cristalizado, pirita diseminada a manera de puntos con pequeña presencia de oro.
- ✓ Cuarzo III con Pirita II: de grano medio friable, relacionado al craquelamiento del cuarzo II con valores económicos de oro.
- ✓ Cuarzo IV con Pirita III: de grano fino friable y masivo relacionado a fallas paralelas son las más ricas, la galena y la esfalerita, son favorables a la formación del oro.

La calcita se ha cristalizado posteriormente a todos los minerales, esto indica un ambiente de baja temperatura, la calcita es un control negativo, en profundidad la calcita tiende a disminuir por el aumento de temperatura y aumenta el oro.



Fotografía 1: Pirita Aurífera "Mina Choloque", TJ 5105-1 Nv 1700
Fuente: Propio del autor.

2.6.5. Reservas minerales

El departamento de geología, en el último informe anual detalla que como recursos cubicados se tiene 1 281 688 TM de mineral y una reserva de 1 135 218 TM. Con una ley promedio entre las tres unidades de 17,47 g/TM, como se muestra en la tabla 8.

En la Unidad Marañón las exploraciones se realizaron en las vetas: Jimena (sectores 4 y 7), Karola Techo, Choloque, Pencas, Consuelo, Lola 1, Mercedes, Pajilla y Arisca.

En la Unidad Santa María las exploraciones se realizaron en los sistemas de vetas: Cristina, Virginia, Julie, San Vicente, Guadalupe, Briana, Samy, Santa Isabel y los Manzanos.

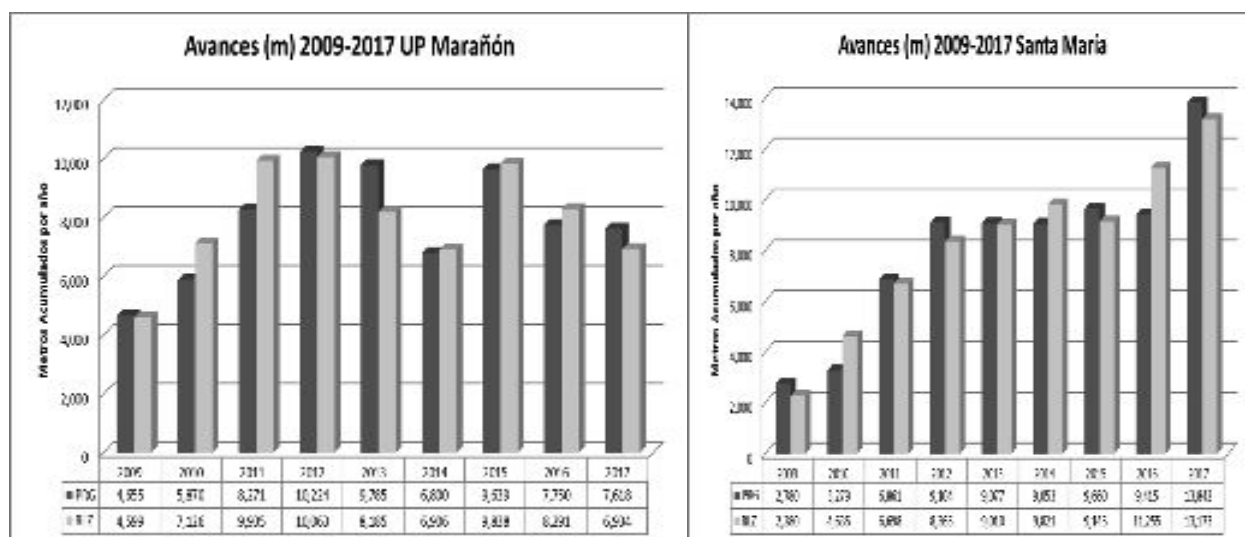


Figura 9: Avances acumulados Unidad de Producción Marañón y Santa María.
Fuente: Informe Anual de CIA Minera Poderosa 2017.

Tabla 8: Índice de gestión de CIA Minera Poderosa 2016-2017.

INDICE DE GESTION COMPAÑÍA MINERA PODEROSA		Realiz. 2016	Realiz. 2017	
		Acum.	Acum.	
SEGURIDAD	Frecuencia	4,98	3,01	
	Severidad	1,153	1,032	
	Accidentabilidad	5,74	3,11	
	Incidentes	954	945	
Geología	Avance	Avance DDH (m)	30 468	40 672
		Toneladas de Recursos	1 234	1 281
	Recursos	Onzas de Recursos	160	688
		Ley de Recursos	647 317	684 686
	Reservas	Toneladas de Reservas	1 060	1 135
		Onzas de Reservas	618	218

			Ley de Reservas	598 440	637 776
				17,55	17,47
			Mineral enviado a planta (Mina + Lab.) Tm	351 846	385 113
			Avance H + V + Operación (m)	33 934	39 585
			Labores de Posición	8798	9572
			Labores de Desarrollo	12 297	12 225
			Labores de Mina	11 852	16 457
Mina			Avance Raise Boring		
			Avance Raise Climber	988	1,332
			Tmb/Tar_Total	2,58	2,76
			TMT/Tar_Total	1,21	1,13
			Mineral preparado	5,08	5,59
			(accesibilidad 0 – 3 meses)		
PLANT			Tratado (TM)	172 867	156 886
A			Ley de Cabeza Calculada	10,64	10,92
		Mina	(gr/TM)	91,83%	92,39%
			Recuperación (%)	54 466	50 701
		Producción de Recursos	Producción (Oz)		
			Tratado (TM)	12 389	10 648
		Labor	Ley de Cabeza Calculada	42,50	42,40
		Asignada	(gr/TM)	88,98 %	89,59 %
			Recuperación (%)	14 808	13 280
			Producción (Oz)		
	Marañón		Tratado (TM)	67 724	99 810
		Producción Potencial	Ley de Cabeza Calculada	28,00	27,22
			(gr/TM)	86,97 %	87,01%
			Recuperación (%)	15 190	1 057
			Producción (Oz)		
			Tratado (TM)	252 980	267 343
		Consolidado Marañón	Ley de Cabeza Calculada	16,85	18,28
			(gr/TM)	89,31 %	89,14 %
			Recuperación (%)	122 292	140 017
			Producción (Oz)		
			Tratado (TM)	172 536	216 734
	Santa	Producción	Ley de Cabeza Calculada	15,72	16,87
	María	de Recursos	(gr/TM)	92,96 %	92,81 %
			Recuperación (%)	80 911	108 874

		Producción (Oz)		
		Tratado (TM)		
		Ley de Cabeza Calculada	1087	2399
	Labor	(gr/TM)	51,34	66,30
	Asignada	Recuperación (%)	90,40 %	90,39 %
		Producción (Oz)	1610	4653
		Tratado (TM)		
		Ley de Cabeza Calculada	199 682	220 869
	Consolidado Santa María	(gr/TM)	16,64	17,44
		Recuperación (%)	91,71 %	92,65 %
		Producción (Oz)	97 712	114 583
		Tratado (TM)		
		Ley de Cabeza Calculada	93 783	101 547
	Acopio (CL)	(gr/TM)	26,15	27,12
		Recuperación (%)	86,69 %	87,00 %
		Producción (Oz)	68 208	77 093
		Tratado (TM)		
		Ley de Cabeza Calculada	452 662	488 213
	Consolidado	(gr/TM)	16,76	17,90
		Recuperación (%)	90,36 %	90,69 %
		Producción (Oz)	220 004	254 600

Fuente: Informe anual de CIA Minera Poderosa 2017.

Tabla 9: Índices de gestión CIA Minera Poderosa acumulados.

INDICE DE GESTION COMPAÑÍA MINERA PODEROSA		Realiz. 2016	Realiz. 2017
		Acum	Acum.
Mantenimiento	Total, Energía (MW-h)	64 106	68 600
	Costo Energía Hidráulica (US\$/Kw-h)	0,0562	0,0541
	Costo Energía Térmica (US\$/Kw-h)	0,2908	0,4808
	Costo (US\$/Kw-h)	0,0903	0,0700
	Energía PALCA (Kw-h)		
	Disponibilidad Mecánica Tracklees	83,25 %	89,76 %
	Disponibilidad Mecánica Convencional	84,55 %	83,19 %
	Kw-h/TMB	78,80	67,54
	Kw-h/TMT	141,62	140,51
Recursos Humanos	Personal CIA	724	718
	Personal E.C.	2583	2865
	Personal Operación	2579	2795
	Personal Inv.	728	788
	Total, Personal	3307	3583

	Total, Personal Mina (28/14)	2205	2389
	Rotación de Personal Anual (%)	49 %	59 %
Ventas y Costos	Ventas Au y Ag (US\$)	280 228 211	319 772 964
	Ventas Au (Oz)	221 773	250 710
	Precio Promedio de venta de Au (US\$/Oz)	1249,6	1261,3
	Costo de Producción (US\$/TM)	198,9	217,2
	Costo de Producción (US\$/Oz)	470,3	473,1
	Costo Efectivo (US\$/Oz)	612,3	589,5
	Costo Total (US\$/Oz)	905,9	854,3
	Costo de Cubicación US\$/Oz Cubicada	178,6	195,9
	US\$/Kw-Hr Consolidado	0,1178	0,0967
	Inversión	Inversión (US\$/Oz)	467,5
Inversión Normal US\$		51 755 672	41 923 527
Inversión Crecimiento US\$		17 403 428	44 161 447
Obras por Impuestos		2 795 319	1 998 210
Finanzas	EBITDA (US\$) NIC 21 (últimos 12 meses)	118 782 164	138 608 686
	EBITDA (US\$) NIC 21 (2017)	118 782 164	138 608 686
	Índice de Cobertura (EBITDA/Intereses)	92,89	102,63
	(Deuda total financiera/EBITDA) (últimos 12 meses)	0,26	0,28
	Financiamiento adicional con Bancos US\$	15 290 645	29 668 666
	Coberturas Garantías = Garantías/Saldo principal	4,44	7,04

Fuente: Informe anual CIA Minera Poderosa 2017.

Tabla 10: Precio promedio del Oro 2012-2017 en US\$/Oz.

Descripción	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Precio promedio en US\$/Oz	1 668 98	1 411 23	1 266 60	1 159 82	1 249 84	1 258 09

Fuente: Informe anual CIA Minera Poderosa 2017.

2.7. Minera Tauro S.A.C.

MITASAC es una empresa especializada de capitales peruanos que viene trabajando en minería Subterránea por más de 28 años en el mercado nacional e internacional, gracias al esfuerzo en conjunto de la empresa y sus colaboradores, que logró ubicarse en una posición expectante dentro del rubro minero. Sus operaciones están centradas en Perú y Sudáfrica.

La empresa está conformado por profesionales capacitados, entrenados y motivados para brindar servicios de calidad en todos los procesos mineros, desde el diseño hasta la ejecución de los proyectos, teniendo en cuenta siempre los aspectos de seguridad, salud ocupacional, medio ambiente, calidad y responsabilidad social, la empresa está habituada a trabajar bajo estándares internacionales con visión de largo plazo y de manera estratégica. (MITASAC, 2018)

2.7.1. Tipo de empresa

Se encuentra suscrita en los registros públicos con RUC N° 20502765206, con nombre comercial MITASAC, ubicado en Av. Aviación N° 2490 Dpto. 301 Urb. San Borja Norte-Lima, dedicada al rubro minero y construcción, que presta servicios en exploración, preparación, desarrollo, explotación y servicios generales mina, a partir del año 2015 se dedica también a la ejecución de chimeneas con equipos Alimak.

Siempre velando por el bienestar de sus recursos humanos ha implementado la misión, visión y política de la empresa de acuerdo a los estándares internacionales.

Tabla 11: Fuerza laboral de Minera Tauro SAC a nivel nacional e internacional.

Titular Minero	Unidad	ECM	Inicio de Operación	Fuerza Laboral	Actividades
Minera Aurífera Retamas.	El Gigante	MITASAC	1989	700	Exploración, Preparación, Explotación y Servicios Auxiliares Generales Mina.
Compañía Minera Poderosa S. A	Marañón	MITASAC	2010	290	Exploración, Preparación, Explotación y Servicios Auxiliares Generales Mina.
Compañía Minera Poderosa S. A	Santa María	MITASAC	2017	80	Exploración y Preparación.
MOPANI (Zambia-África)	MOPANI	MITASAC	2007	150	Exploración, Preparación, Explotación y Servicios Mina.
KONKOLA (Zambia-África)	KONKOLA	MITASAC	2008	100	Desarrollo y Preparación.
KANSANSHI (Mufulira-Zambia)	KANSAMSHI	MITASAC	2010	120	Servicios Generales (Minería Superficial)
TOTAL, FUERZA LABORAL				1440	

Fuente: www.mineratauro.com.

2.8. Marco referencial

2.8.1. Geomecánica del macizo rocoso

2.8.1.1. Clasificación Geológica

a. Rocas ígneas (Rocas Plutónicas)

Conformado por el Batolito de Pataz, unidad litológica de primera importancia en Poderosa, constituida por dos facies.

- ✓ 1ra Facies: Microdiorítico.
- ✓ 2da Facies: Tonalítico, Granodiorítico-Granito.

b. Rocas sedimentarias

Constituida por la unidad volcano sedimentario del grupo Mitu (Pérmico superior), constituido por areniscas, limonitas, tobas riolíticos aglomerados de riolita y dacitas, al piso se observa microconglomerados

a conglomerados, color rojizo a violáceo. Estas unidades litológicas se encuentran puntualmente plegadas y falladas, en la zona de Retamas 2 y San Francisco (a 2950 m.s.n.m).

c. Rocas metamórficas

Representado por el Complejo Marañón, constituida por unidades litológicas como pizarra, filitas, esquistos y metavolcánicos, del batolito de Pataz, encontrándose plegadas y falladas esporádicamente en zonas de Poderosa.

d. Propiedades físicas de las rocas

Las características geológicas y mecánicas, además de las condiciones del estado de las rocas a dinamitar, determinarán realmente el tipo de explosivo que deberá emplearse para fracturarlas eficiente y económicamente, por ello, es muy importante que además de conocer las propiedades del explosivo se tenga en cuenta el grado de afectación que puedan presentar algunos parámetros de la roca como:

- ✓ Estructura: (estratificación, bandeamiento, pliegues, diaclasas, fracturas, vetas o formas de los cuerpos litológicos).
- ✓ Densidad de la roca
- ✓ Porosidad
- ✓ Absorción

2.8.1.2. Clasificación geomecánica

En los túneles y taludes rocosos, los mecanismos de inestabilidad son controlados por el grado de alteración y por las anisotropías existentes en el macizo, tales como la estratificación, juntas, fallas, cuya relación con los mecanismos de inestabilización es rígida por: la distribución espacial de las discontinuidades, presencia y naturaleza de los materiales de relleno de las discontinuidades, irregularidades en las superficies de las discontinuidades, rotura y movimientos internos.

Las rocas situadas a una cierta profundidad están sujetas a esfuerzos, resultado de peso de los estratos subyacentes, tensiones tectónicas residuales. Cuando se realiza una excavación subterránea en estas rocas, el campo de esfuerzos es alterado localmente y se produce una redistribución de las tensiones originales que existen en el medio. Las tensiones que actuaba en la roca extraída para realizar en túnel, se redistribuyen y deben ser soportadas por la roca que se encuentra en las proximidades de la excavación.

La caracterización del macizo rocoso implica la evaluación de los parámetros siguientes.

- ✓ Identificación de los tipos litológicos resistencia de la roca.
- ✓ Mapeo de las principales discontinuidades.
- ✓ Identificación de los principales sistemas de juntas, evaluación intrínseca de las discontinuidades (DIPS).
- ✓ Condiciones hidrogeológicas.
- ✓ Ensayos de laboratorio.

2.8.1.3. Índice de calidad de la roca de Deere (RQD)

Rock Quality Designation (RQD), Propuesto por Deere (1967) propone la siguiente relación entre valores numéricos de la calidad de la roca desde el punto de vista ingenieril.

Tabla 12: Designación de la calidad de la roca RQD.

RQD %	Calidad de la roca
< 25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buena

Fuente: Deere et al. (1967)

El RQD se define como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 10 cm o más, del largo total del barreno, como se puede ver en la siguiente fórmula.

$$RQD = \frac{\text{Suma de las longitudes de piezas de testigos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{largo del barreno}} * 100 \tag{Ecuación 2.1}$$



Figura 10: Sondajes diamantinos CIA Minera Poderosa.

Fuente: Superintendencia de Geología (Exploraciones).

En el caso de no disponer de sondaje diamantino, el RQD puede ser estimado a partir del número de juntas por unidad de volumen, el cual se le adiciona el número de juntas por metro para cada familia de juntas, según (Palmstrom, 2005).

$$RQD = 115 - 3,3 J_v \tag{Ecuación 2.2}$$

Dónde:

J_v: Numero de discontinuidades identificadas en el macizo rocoso en 1m³.

Priest (1993), una estimación de RQD podría obtenerse a partir de mediciones de espacios de discontinuidad, a partir de la ecuación.

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

Ecuación 2.3

$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{ de Fisuras}}{\text{Espacio}}$$

Ecuación 2.4

Dónde:

λ : Numero de fisuras/Espacio.

2.8.1.4. Clasificación geomecánica Rock Mass Rating (RMR)

Bieniawski (1989), el sistema de clasificación RMR desarrollado por Z.T Bieniawski durante los años 1972-1973 y modificado posteriormente en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Tiene como objetivo definir la calidad de los macizos rocosos en función al índice RMR, este índice se calcula teniendo en cuenta la resistencia de la matriz rocosa, el índice RQD, condiciones de las discontinuidades y parámetros hidrogeológicos.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno como sigue.

- ✓ La resistencia a compresión simple del material
- ✓ El RQD (Rock Quality Designation)
- ✓ El espaciamiento de las discontinuidades
- ✓ El estado de las discontinuidades
- ✓ La presencia de agua
- ✓ La orientación de las discontinuidades, según sea para cimentación, túneles o taludes.

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

Tabla 13: Calidad de Macizos rocosos en relación al índice RMR.

Clase	Calidad	Valoración	Cohesión	Ángulo de Rozamiento
I	Muy buena	100 – 81	> 4 kg/cm ²	> 45°
II	Buena	80 – 61	3 – 4 kg/cm ²	35° - 45°
III	Regular	60 – 41	2 – 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Mala	40 – 21	1 – 2 kg/cm ²	15° - 25°
V	Muy Mala	< 20	< 1 kg/cm ²	< 15°

Fuente: Valores obtenidos por el área de geomecánica de CIA Minera poderosa S.A.

Se han propuesto distintas correlaciones empíricas para el cálculo de RMR y Q, donde depende del tipo y estado de la roca y de su condición in situ. Se muestra las siguientes que tienen aplicación local.

Tabla 15: Correlación entre RMR e índice Q.

Autor	Correlación RMR-Q
Bieniawski 1976,1989	$RMR = 9\ln Q + 44$
Rutledge y Preston 1978	$RMR = 13.5\ln Q + 43$
Moreno E. 1981	$RMR = 12.5\ln Q + 55.2$
Abab Et. Al. 1983	$RMR = 10.53\ln Q + 41.83$
Cameron Clark y Budavari 1981	$RMR = 5\ln Q + 60.8$
Barton 1995	$RMR = 15 \log(Q) + 50$

Fuente: Revista boletín ciencias de la tierra N° 34

El objetivo de esta clasificación es.

- ✓ Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- ✓ Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- ✓ Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- ✓ Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.
- ✓ Se clasifican en rocas en cinco categorías en cada categoría se estima los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificación.

2.8.1.5. Clasificación geomecánica Q

Esta clasificación fue desarrollada por Barton, y otros (1974). Está basado en la evaluación numérica de seis parámetros dados por la expresión.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad \text{Ecuación 2.5}$$

Dónde:

RQD: Índice de calidad de la roca. (%)

J_n: Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación. (# de familias)

J_r: Índice de que contempla la rugosidad, relleno y continuidad de las discontinuidades.

J_a: Índice de alteración de las discontinuidades.

J_w: Coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF: (Stress Reduction Factor) Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso. Factor de esfuerzo.

Cada coeficiente representa:

- ✓ **RQD/Jn:** Representa la estructura de la masa rocosa, la cual es medida del tamaño del bloque o de la partícula, con dos valores extremos (100/0,5 y 10/20). Tamaño de bloques.
- ✓ **Jr/Ja:** Representa la rugosidad y características friccionantes de las paredes de la junta o los materiales de relleno (4/0,75 y 0,5/20). Resistencia al corte entre los bloques. esto representa la resistencia al corte entre el bloque.
- ✓ **Jw/SRF:** Consiste en dos parámetros de esfuerzos. SRF que es una medida de.
 1. La carga de aflojamiento en el caso de una excavación a través de zonas de corte y rocas portadoras de arcilla.
 2. Esfuerzos rocosos en rocas competentes.
 3. Cargas de alta deformación en rocas plásticas incompetentes, esto puede ser considerada como un parámetro de esfuerzo total.
 4. El parámetro Jw es una medida de presión de agua, la cual tiene un efecto adverso sobre la resistencia al corte de las juntas, debido a la reducción del esfuerzo normal efectivo. Esfuerzo efectivo (1/0,5 y 0,05/20).

Tabla 16: Sistema de clasificación RQD.

1.- Índice de calidad de la roca	
Descripción	RQD %
Muy Pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

Nota:

- i) Estimar el RQD con 5% de aproximación (no es tan preciso)
- ii) Cuando no se disponga de testigos RQD=115-3.3Jv: N° de diaclasas por m³
- iii) Si el RQD es menor de 10, emplear un valor nominal 10. (mínimo valor 10%)

Fuente: Centro Internacional de Geomecánica (CIG).

Tabla 17: Sistema de clasificación Jn.

2.- Número de discontinuidades	
Descripción	Jn
Masiva o con muy poca discontinuidad	0,5 – 1,0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidades	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6

Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades a más (roca muy fracturada)	15
Roca triturada (terrosa)	20

Nota:

- i) Para intersecciones de túneles, usar $(3,0 \cdot J_n)$
- ii) Para portales, usar $(2,0 \cdot J_n)$; ingresos principales de excavación

Fuente: Centro Internacional de Geomecánica (CIG).

Tabla 18: Sistema de clasificación Jr.

3.- Factor de rugosidad de las discontinuidades		
	Descripción	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, Onduladas	2
D	Lustrosas Onduladas	1,5
E	Rugosas o irregulares, Planares	1,5
F	Lisas, Planares	1
G	Lustrosas, Planares	0,5
H	Zona conteniendo arcilla en cantidades suficientes como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1
J	Zona de material arenoso en cantidades suficientes como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1

Notas:

En grupos A hasta la G, el contacto entre las superficies de la discontinuidad se logra con desplazamientos de cizalla inferiores a los 10 cm.

Las descripciones se refieren a las características de pequeña escala y características de escala intermedia, en ese orden.

En los grupos H y J no se produce contacto entre las superficies al ocurrir desplazamientos de cizalla.

- Agregar 1,0 cuando el espaciamiento medio de las diaclasas fuera superior a 3 cm.
- $J_r = 0,5$ puede ser usado para juntas planares lustrosas que tienen alineaciones, siempre que las alineaciones estén orientadas para la resistencia mínima.

Para calcular Jr: usamos el rugómetro o peine de Barton

Fuente: Centro Internacional de Geomecánica (CIG).

Tabla 19: Sistema de clasificación Ja.

4.- Factor de alteración de las discontinuidades		
	Descripción	Ja
a)	Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimiento). Contacto Roca-roca	
A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0,75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas	1

C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcillosos, producto de la desintegración de la roca	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica, cloritas, etc.). Cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1 -2 mm de espesor	4
b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce después de 10 cm de (relleno de mineral fino). Roca-Roca después de la cizalla		
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de partículas arcillosas	4
G	Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5 mm de espesor) de material arcilloso compacto	6
H, I	Relleno continuo (hasta de 5 mm de espesor) de material arcilloso compacto con bajo grado de consolidación	8
J	Relleno continuo de arcilla expansiva (montmorillonita) el valor de J_a depende del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.	8 - 12
c) No contacto entre superficies de la discontinuidad después de cizalla (relleno de mineral grueso). No contacto Roca-Roca		
K,L,M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	6-8 o 8-12
N	Zona de arcilla limosa o arenosa	5
O,F,Q	Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	10-13 o 13-20

Fuente: Centro Internacional de Geomecánica (CIG).

Tabla 20: Sistema de clasificación J_w .

5.- Factor de reducción por contenido de agua en fracturas		
	Descripción	J_w
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionan erosión del material de relleno	0,66
C	Flojos a presiones altas en rocas competentes con diaclasa si relleno	0,5
D	Flojos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0,33
E	Flojos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0,2 – 0,1
F	Flujo o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo	0,1 – 0,05

Notas:

- i) Factores de C a F son estimaciones básicas. Aumentar J_w si se han instalado medidas de drenaje.
- ii) Especiales problemas causados por la formación de hielo no son considerados.
- iii) Para la caracterización general de las masas de roca distantes de las influencias de excavación, el uso de $J_w=1,0, 0,66, 0,5, 0,33$, etc. Aumenta con la profundidad como por ejemplo 0-5 m, 25-250 m, > 250 m se recomienda, si se asume que RQD/J_n es lo suficientemente bajo (ejemplo 0.5-25) para una buena conectividad hidráulica. Esto le ayudara a ajustar Q para algunos de las tensiones efectivas y los efectos de ablandamiento de agua, en combinación con los valores apropiados de caracterización SRF correlaciones con módulo de deformación estática y la profundidad dependen de la velocidad sísmica. En la práctica usar estos valores cuando se desarrollan.

Fuente: Centro Internacional de Geomecánica (CIG).

Tabla 21: Sistema de clasificación SRF.

6.- Factor de reducción por tensiones				
	Descripción			SRF
A) Las zonas débiles interceptan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando				
A	Muchas zonas débiles de arcillas con evidencias de desintegración química, roca circundante muy suelta, cualquier profundidad			10
B	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente, profundidad menor 50 m			5
C	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor a 50 m			2,5
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta, cualquier profundidad			7,5
E	Zonas de falla aisladas en roca competente, profundidad mayor a 50 m			5
F	Zona de falla aislada en roca competente, profundidad mayor a 50 m			2,5
G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente triturada en terrones, a cualquier profundidad			5
Nota: i) reducir a estos valores de SRF por 25-50% si las zonas de fallas influyen, pero no interceptan la excavación				
B) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas				
		σ_c / σ_1	σ_θ / σ_c	SFR
H	Tensiones bajas, baja profundidad, diaclasas abiertas	> 200	< 0,01	2,5
J	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	200-10	0,01-0,3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10-5	0.3-0.4	0.5-2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5-3	0.5-0,65	5-50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de pocos minutos en rocas masivas	3-2	0,65-1	50-200
N	Estallidos violentos de roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200-400
Nota:				
ii) Para campos in-situ fuertemente anisotrópico (si se han medido); cuando $5 \leq \frac{\sigma_1}{\sigma_3} \leq 10$, reducir σ_c en $0,75 \sigma_c$, cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c a $0.5 \sigma_c$, donde σ_c : Esfuerzo compresivo sin confirmar, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayores y menores y σ_θ : esfuerzo tangencial máximo (estimada de la teoría de la elasticidad)				
iii) Existen algunos registros disponibles que señalan que la altura del techo de la excavación a superficie es mejor que el ancho de la labor. Para estos casos se sugiere incrementar de 2,5 a 5 para estos casos (ver H)				
C) Rocas deformables: flojo plástico de roca incompetente a altas presiones litostática				
			σ_θ / σ_c	SRF
O	Presiones de deformación		1-5	5 a 10
P	Presiones de deformación intensa		> 5	10 a 20
Nota:				
iv) Casos de deformación de roca pueden ocurrir para profundidades $H > 350 * Q^{1/3}$. La resistencia a la compresión de la masa rocosa puede ser estimada como $q = 7\gamma Q^{1/3}$, donde γ : densidad de la roca (gr/cc)				
D) Rocas expansivas: Actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua				
R	Presión de expansión suave			5-10
S	Presión de expansión intensa			10-15

Fuente: Centro Internacional de Geomecánica (CIG).

Tabla 22: Sistema de clasificación de Q según NGL.

Tipo de Roca	Valor de Q
Excepcionalmente Mala	0,001 – 0,01
Extremadamente Mala	0,01 – 0,1
Muy Mala	0,1 – 1
Mala	1 – 4
Regular	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy Buena	40 – 100
Extremadamente Buena	100 – 400
Excepcionalmente Buena	400 – 1000

Fuente: Centro Internacional de Geomecánica (CIG).

2.8.1.6. Clasificación según el índice de resistencia geológica (GSI)

Es un sistema de clasificación geomecánica, que toma en cuenta la estructura del macizo rocoso y las condiciones de la misma, según esta clasificación el macizo rocoso.

Tabla 23: Tabla de valoración del GSI de Hoek 1994.

Calidad del macizo	clase	Valoración
Muy Mala	V	0-20
Mala	IV	20-40
Regular	III	40-60
Buena	II	60-80
Muy Buena	I	80-100

Fuente: www.inyde.cl/hml/gsi.html

Respecto al uso del índice GSI para caracterizar geotécnicamente el macizo rocoso, es conveniente indicar lo siguiente.

- ✓ No es aplicable en aquellos casos en que el comportamiento del macizo rocoso presenta un claro control estructural, de hecho, cuando el macizo presenta solo dos sets de estructuras el criterio de Hoek-Brown (para el cual fue desarrollado el GSI) debe aplicarse con mucho cuidado.
- ✓ No considera la resistencia en compresión uniaxial de la roca intacta, ya que al evaluar la resistencia del macizo rocoso se incluyen los parámetros que definen el criterio de Hoek –Brown (si se incluyera se contaría dos veces).

- ✓ No considera el espaciamiento entre estructuras, ya que este está implícitamente incluido al evaluar la blocosidad del macizo rocoso (a mayor espaciamiento el macizo es más masivo y a menor espaciamiento es de mayor blocosidad).
- ✓ No considera la condición de aguas porque el criterio de Hoek-Brown se define en términos de esfuerzos efectivos (si se incluyera “contaría dos veces”). (inyge, 2018)

El índice GSI debe definirse en un rango y no como un valor específico, en la práctica es usual definir un rango de unos 15 puntos.

Desarrollado con el propósito de escalar la resistencia del macizo rocoso, definida de acuerdo al criterio de Hoek y Brown. Depende de la estructura del macizo rocoso, definida en términos de integridad/bloques y grado de abrazón del macizo rocoso y la naturaleza de la superficie de las discontinuidades, se resume esta clasificación según la tabla siguiente.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos de roca intacta y en la libertad que tengan estas piezas de rotar y resbalar bajo diversas condiciones de esfuerzo.

El GSI (Geological Strength Index) brinda un sistema para estimar la reducción en la resistencia del macizo rocoso debido a diferentes condiciones geológicas.

El GSI se puede determinar directamente de la tabla anterior o relacionando con los sistemas de RMR y Q.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} \quad \text{Ecuación 2.6}$$

$$GSI = 9 \ln Q' + 44 \quad \text{Ecuación 2.7}$$

Donde:

Q': Índice Q modificado

Se puede remover el factor SRF si la roca esta “ajustada” pero no como exceso de esfuerzos; si la excavación es relativamente seca, entonces J_w es 1 y la ecuación se convierte en: ecuación 2.6.

A. Índice de resistencia geológica (GSI)

Es este criterio Hoek y otros (2000), para definir la estructura de la masa rocosa, se considera por un lado el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, se toman en cuenta las siguientes cinco categorías de fracturamiento.

- ✓ Masiva o Levemente Fracturada (LF): 2 - 6 fracturas/metro
- ✓ Moderadamente Fracturada (F): 6 – 12 fracturas/metro
- ✓ Muy Fracturada (MF): 12 – 20 fracturas/metro
- ✓ Intensamente Fracturada (IF): más de 20 fracturas/metro
- ✓ Triturada o Brechada (T): fragmentada, disgregada y zonas de falla.

Por otro lado, se considera la condición superficial de la masa rocosa, que involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: Resistencia, Apertura, Rugosidad, Relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías que se toman en cuenta se definen así.

- ✓ Masa Rocosa Muy Buena (MB).
- ✓ Masa Rocosa Buena (B).
- ✓ Masa Rocosa Regular (R).
- ✓ Masa Rocosa Pobre (P).
- ✓ Masa Rocosa Muy Pobre (MP).

En los siguientes cuadros se presenta el criterio GSI modificado. En el criterio original se considera 6 categorías de masas rocosas, pero en este criterio modificado se considera 5 categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR.

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA MACIZOS ROCOSOS FRACTURADOS (Marnos & Hoek (2000)) Estime el valor tipico de GSI considerando el tipo de roca, la estructura del macizo, y la condición de las discontinuidades. NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq GSI \leq 37$ es más realista que que considerar $GSI=35$. Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural. Si hay estructuras desfavorablemente orientadas, ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso. En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para GSI. La presión del agua no se considera al evaluar el rango de GSI, ya que la misma se incorpora posteriormente en los análisis geotécnicos, los que se desarrollan considerando esfuerzos efectivos.		CONDICION DE LAS ESTRUCTURAS MUY BUENA Muy rugosas, cajas frescas o no intemperizadas BUENA Rugosas, cajas ligeramente intemperizadas y algo delgadas REGULAR Lisas, cajas moderadamente intemperizadas y algo alteradas MAI.A Pulidas, cajas meteorizadas, con patinas o con rellenos y/o fragmentos angulosos MUY MALA Pulidas, cajas muy meteorizadas, con pátinas o con rellenos de arcilla blanca				
ESTRUCTURA DEL MACIZO		DISMINUYE LA CALIDAD				
INTACTA o MASIVA Probetas de roca intacta. Macizos masivos o con pocas y muy espaciadas estructuras.	DISMINUYE TRABAZON ENTRE BLOQUES	90			N/A	N/A
BLOCOSA Macizos con 3 sets de estructuras, que definen bloques cúbicos, bien trabados entre sí.		80			50	40
MUY BLOCOSA Macizos con 4 sets de estructuras, o más, que definen bloques angulosos y trabados, pero que están parcialmente perturbados.		70				30
BLOCOSA VETEADA Macizos plegados y con bloques angulosos formados por la intersección de muchas estructuras. Los planos de estratificación y/o esquistosidad son persistentes.		60				20
DESINTEGRADA Macizo fuertemente fracturado, con una mezcla de bloques angulosos y redondeados, pobremente trabados.						10
LAMINADA / CIZALLADA Macizo con planos débiles (cizalla y/o esquistosidad), muy poco espaciados entre si y que no definen bloques.			N/A	N/A		

Figura 11: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos fracturados (tomadas de Hoek y marinos 2000) General.

Fuente: Software Geotable IMUNT. S.A.











INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA MACIZOS ROCOSOS ESTRATIFICADOS HETEROGENEOS <small>(Marinos & Hoek (2000))</small>		CONDICION ESTRUCTURAS (PLANOS DE ESTRATIFICACION)				
<p>En base a una descripción de la litología, la estructura del macizo y la condición de las estructuras (especialmente los planos de estratificación), seleccione una zona en la tabla. Ubique en esa zona la posición correspondiente a la condición de las estructuras y estime el valor medio de GSI. NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq GSI \leq 37$ es más realista que suponer $GSI = 35$. Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural. Si hay estructuras desfavorablemente orientadas ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso. En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para GSI para condiciones regular, mala o muy mala de las estructuras. La presión del agua no se considera al evaluar el GSI (análisis en esfuerzos efectivos).</p> <p>COMPOSICION Y ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO</p>		MUY BUENA Muy rugosas, superficies frescas o no Meteorizadas.	BUENA Rugosas, superficies algo meteorizadas.	REGULAR Lisas, superficies moderadamente meteorizadas y lateradas.	MALA Muy lisas, ocasionalmente pulidas, con pátinas compactas o rellenos con fragmentos angulosos.	MUY MALA Muy lisas y pulidas o de superficies muy meteorizadas, y con pátinas o rellenos de arcilla blanda.
 <p>A. Estratos gruesos de arenisca de mucha blocosidad. El efecto de posibles pátinas pelíticas en los planos de estratificación se ve minimizado por el confinamiento del macizo rocoso; sin embargo, en líneas poco profundas y/o taludes, estos planos de estratificación pueden generar inestabilidades controladas estructuralmente.</p>		70	A			20
 <p>B. Arenisca con lentes delgadas de limonita.</p>	 <p>C. Arenisca y limonita, en estratos de similar potencia.</p>	 <p>D. Limolitas o esquistos limosos con estratos de arenisca.</p>	 <p>E. Limolitas débiles o esquistos arcillosos con estratos de arenisca.</p>		B, C, D, E	
<p>C, D, E y G: Pueden estar más o menos plegados que lo indicado, pero esto no altera su resistencia. Si presentan deformación tectónica, fallamientos y pérdidas de continuidad, cambie estas categorías a F y H.</p>		 <p>F. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, muy plegados y Cizallados, con estratos de arenisca deformados y quebrados, definiendo una estructura casi caótica.</p>			F	10
 <p>G. Esquistos limosos o arcillosos no perturbados, con o sin intercalaciones de estratos delgados de arenisca.</p>	 <p>H. Esquistos limosos o arcillosos, deformados tectónicamente, con una estructura caótica y bolsones de arcilla. Estratos delgados de arenisca quebrados en pequeños bloques de roca.</p>			N/A	N/A	

Figura 12: Carta para evaluar el índice de resistencia geológica en macizos rocosos estratificado y heterogéneo (tomadas de Hoek y marinos 2000).

Fuente: Software Geotable IMUNT S.A.

2.8.2. Mapeo Geomecánico

El mapeo Geomecánico nos permite caracterizar la calidad de la masa rocosa del área en estudio y se efectúa teniendo como base las tablas geomecánicas proporcionados por el departamento de Geomecánica de Compañía Minera Poderosa. Para iniciar el mapeo Geomecánico en el TJ 5105-1, se lava bien el frente a mapear, se marca el área que se va a mapear, así como las cajas con la finalidad de descubrir las fracturas y discontinuidades, Así se hará más fácil medir la cantidad de fracturas que se encuentran en 1 m^2 para determinar la calidad del macizo rocoso y definir el tipo de sostenimiento que se empleara.

El mapeo se realizó por líneas de detalles, técnica bastante aplicada que consiste en medir la cara de la excavación a cada metro e ir registrando las discontinuidades existentes, anotando sus características, pues el comportamiento mecánico del macizo rocoso se determina por el número de familias que se interceptan en un punto. Con los datos geomecánicos obtenidos se realiza la clasificación geomecánica de las labores subterráneas y de acuerdo a esto diseñar la labor y el tipo de sostenimiento que la labor requiere.

2.8.2.1. Influencia de los esfuerzos en el nivel 1700

La mina el Tingo específicamente Choloque, las labores mineras se hallan a profundidad, encontrándose la labor de estudio a una cota 1700 y la parte más alta 2900, existiendo por lo tanto una altura de sobrecarga que llega a los 1200 m, por lo que esta carga litostática ejercerá un esfuerzo vertical sobre las labores mineras, cuya magnitud sobre las paredes se debe determinar y de acuerdo a esto tomar las previsiones del caso sobre la estabilidad.

Los esfuerzos que se producen a cierta profundidad es el esfuerzo vertical y horizontal, los mismos que guardan relación entre sí ($K = \sigma_h/\sigma_v$). Los valores de K están comprendidos entre valores definidos conforme a la siguiente relación matemática.

$$\frac{100}{Z} + 0,3 \leq K \leq \frac{1500}{Z} + 0,5 \quad \text{Ecuación 2.8}$$

Dónde:

Z: es la altura de la sobrecarga. (m)

2.8.3. Cálculos geomecánicos para determinar la máxima abertura

Relacionado el índice Q a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, Barton, y otros (1974), definió un parámetro adicional al que denominaron.

Dimensión equivalente (De) de la excavación, esta dimensión es obtenida dividiendo el ancho, diámetro o altura de pared de la excavación por una cantidad llamada relación de sostenimiento de la excavación, ESR.

$$De = \frac{\text{Ancho, diámetro altura excavación}}{\text{Relacion de sostenimiento (ESR)}} \quad \text{Ecuación 2.9}$$

El valor de ESR está relacionado al uso que se le dará a la excavación y al grado de seguridad que esta demande del sistema de sostenimiento instalado para mantener la estabilidad de la excavación.

Tabla 24: Valores de ESR, Barton et al. (1974).

Categoría de Excavación	Descripción	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 - 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctrica (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1-6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1-3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoeeléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0,80

Fuente: Centro de Capacitación de Geomecánica y Geotecnia.

Máximo abierto (sin sostenimiento) = $2ESR * Q^{0.4}$

Ecuación 2.10

Donde:

ESR: Equivalent support ratio (Relación equivalente de soporte)

De acuerdo a la ecuación relacionado con los sistemas de RMR y Q.

GSI = $9\log Q' + 4$

Ecuación 2.11

RMR = GSI + 5

Ecuación 2.12

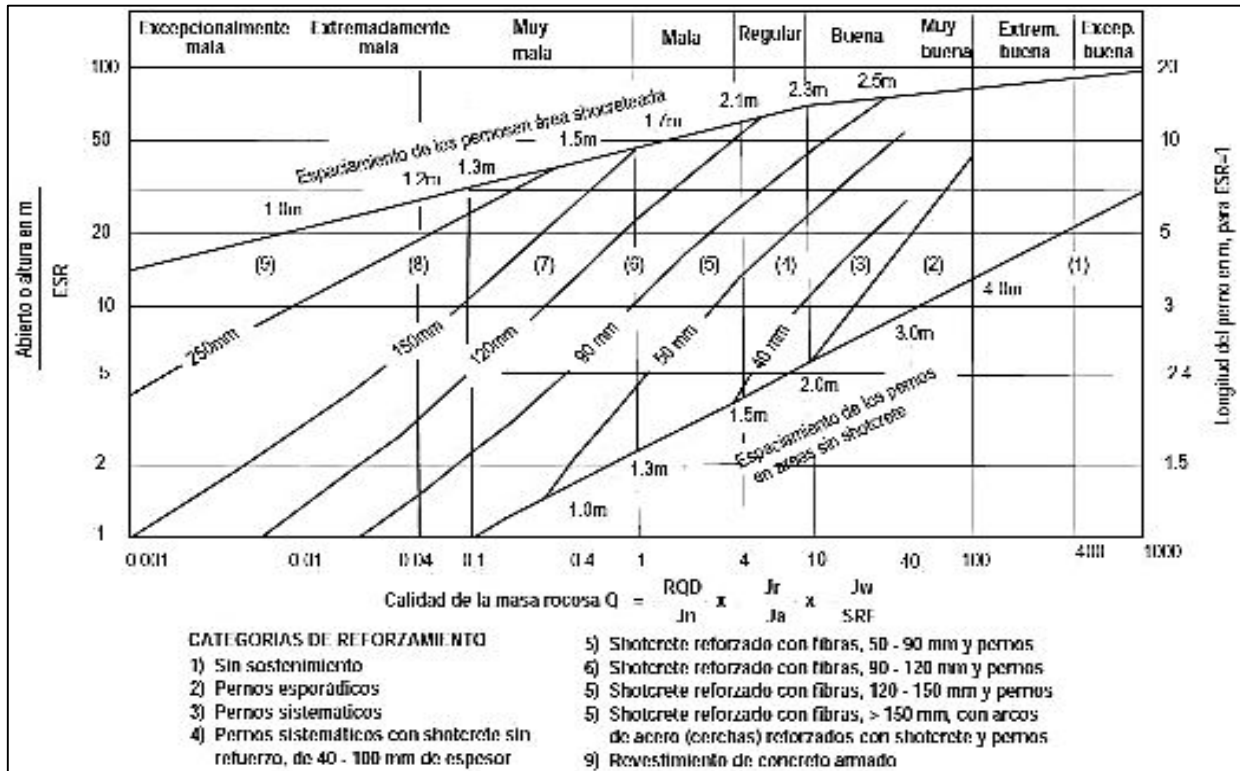


Figura 13: Valoración de sostenimiento según el diámetro equivalente y Q de Barton.

Fuente: www.IMUNT.S.A

2.8.4. Tiempo de autoporte (TAS) Z.T. Bieniawski

El tiempo de autoporte esta en ralacion directa del RMR, Q y el ancho maximo de la excavacion (SPAN).

Por el tipo de roca que tenemos en Compañía Minera Poderosa en especial en la Mina el Tingo, desde el punto de vista Geomecánico se tiene que interpretar con mucho cuidado en la cartilla Geomecánica ya que esta en forma de Abaco; para temas de confiabilidad se muestra esta interpresentacion para facilitar el entendimiento.



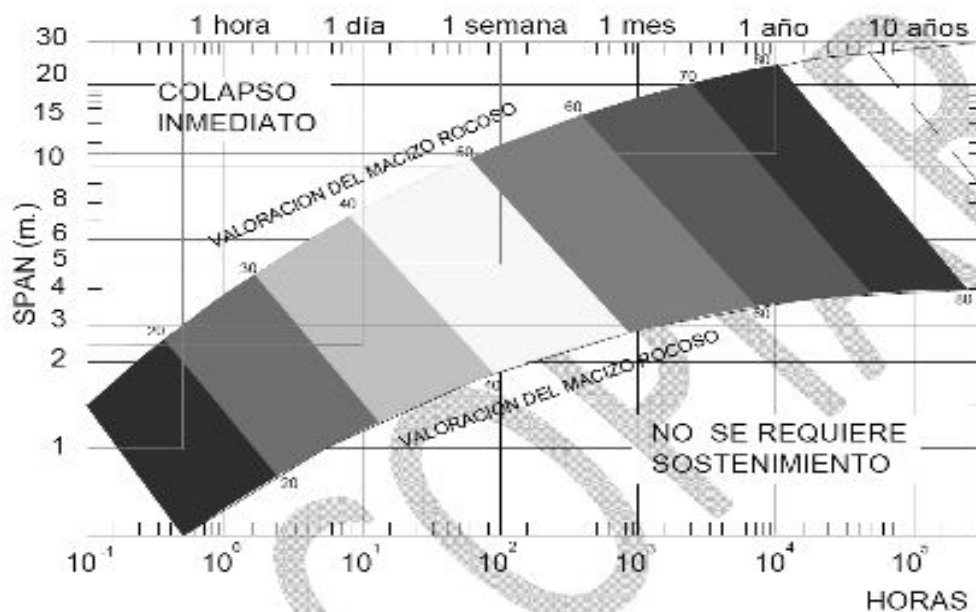


Figura 14: Tiempo de Auto-Soporte usando el Sistema “Q” y el Sistema de “RMR”

Fuente: Departamento de Geomecánica CIA Minera Poderosa S.A.

2.8.5. Elección del tipo de sostenimiento mediante mapeo Geomecánico según el (GSI-Geological Strength Index)

Estabilizar el relajamiento del macizo rocoso alrededor de la excavacion siempre y cuando se sostenga dentro de su tiempo de autosoporte.

Antes que nada se verifica el area a mapear previo a ello ventilar, inspeccionado el area del trabajo, desatar usando el IPERC continuo, posteriormente definimos el procedimiento adecuado para la realizacion del mapeo del tajo.

- ✓ Definir las condicones estructurales: fracturas/m².
- ✓ Definir la resistencia de la roca: golpes de picota.
- ✓ Definir la calidad del macizo rocoso.
- ✓ Definir el tiempo de autosoporte
- ✓ Elegir duracion del sostenimiento a colocar
- ✓ Elegir el tipo de sostenimiento
- ✓ Marcar en la pared.

Tabla 25: Nomenclatura que se debe considerar al momento de mapear.

GSI
Tipo de sostenimiento
Fecha limite para sostener
Iniciales del supervisor

Fuente: Propia del autor

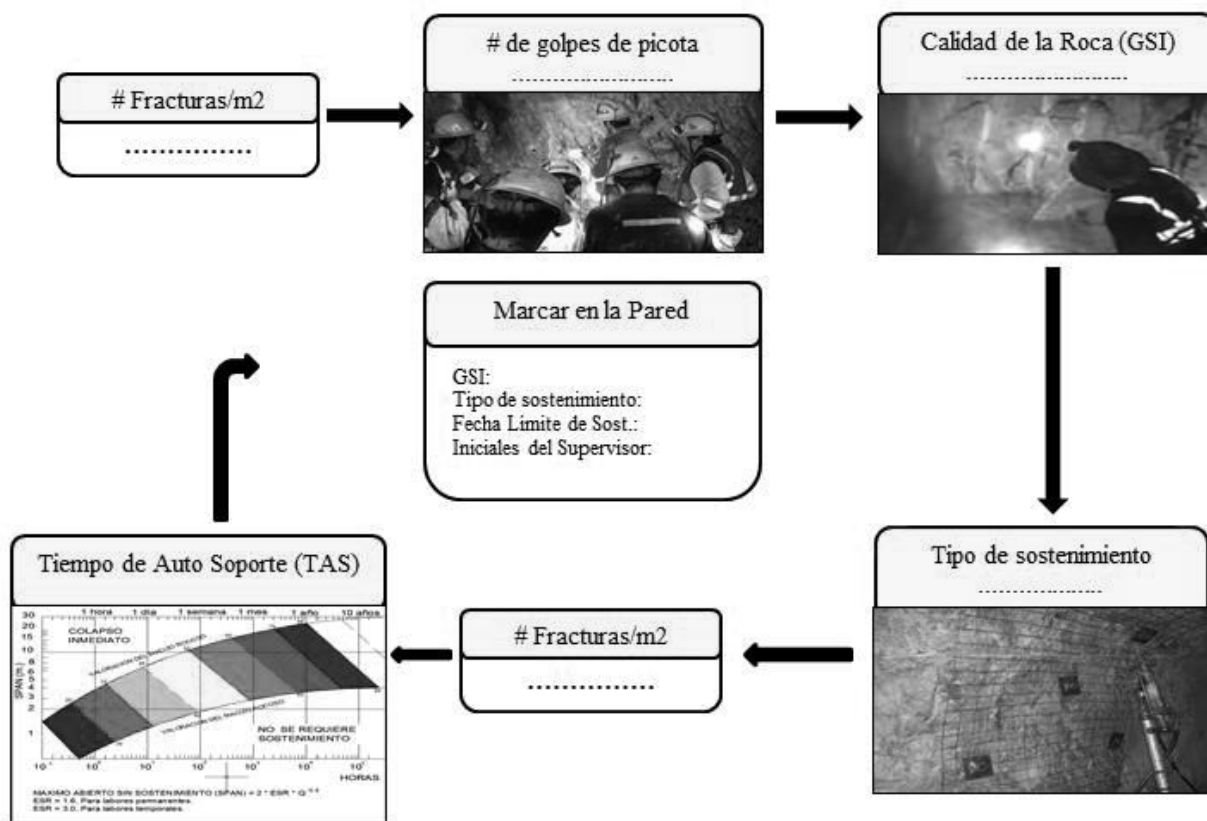


Figura 15: Secuencia de mapeo Geomecánico del macizo rocoso en el Tj 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Elaboracion propia, basado en el procedimiento del area de geomecanica.

2.8.5.1. Restricciones


- ✓ Observar si existen factores influyentes.
 1. Condiciones de las fracturas: apertura, espaciamento, persistencia, relleno, rugosidad.
 2. Agua.
 3. Esfuerzos.
 4. Presencia de fallas: de potencia considerable, formacion de cuñas, rellenos saves.
 5. Orientacion de discontinuidades.
 6. Labores contiguas, cercanos o intersecciones.
- ✓ Si hay factores influyentes es compleja, comunicar al jefe inmediato y posteriormente al area de geomecanica.
- ✓ Si existe factores influyentes elegir el sostenimiento para una calidad de roca inferior al que corresponde y asi estabilizar el comportamiento del macizo rocoso.

PODEROSA		GSI (MODIFICADO)			
		Índice de resistencia geológica			
LABORES MINERAS (TEMPORALES Y PERMANENTE)		Condición Superficial - Golpes de picota			
(RA, CR, ESCM, GL, IN, CH, TJ, SN)		Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta	Se Indenta
		Con 3 o más Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente con golpes de Picota	Más de 5 mm.
		B	R	P	MP
Sección 2.5 a 4.0m.		Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturas/m ²	2 a 6 LF Levemente Fracturada	LF/B A 1 AÑO	LF/R A 3 AÑOS		
	6 a 12 F Moderadamente Fracturada	F/B B 6 Meses	F/R B 3 Meses	F/P C 1 Mes	
	12 a 20 MF Muy Fracturada		MF/R C 15 Días	MF/P D 1 Semana	MF/MP D 1 Día
	> 20 IF Intensamente Fracturada			IF/P D 1 Hora	IF/MP E 0 Horas

TIPOS DE SOSTENIMIENTO						
PARAMETROS GEOMECANICOS				LABORES PERMANENTES	LABORES TEMPORALES	
CONDICION	GSI	PMI	TAS			
A	LF/B, LF/R	40-50	1 AÑO O MÁS	En apoyo	Puntales de madera o full (horizontal)	
B	F/B, F/R	40-50	3 MESES O MÁS	Pt. Central o En 4.5m. Ocasional Pt. Sistemático	Puntos de Madera o Full (horizontal o vertical)	
C	F/P, MF/R	40-50	2 DÍAS O MÁS	Pt. Sistemático en 1.2 x 1.5 m - 1.6m. Rectitudinal a 90°	Puntales de madera o Full en dirección mínima	
D	MF/R, MF/P	20-40	1 SEMANA O MÁS	Pt. Sistemático en 1.2 x 1.5 m - 1.6m. Rectitudinal a 90° o Diagonal de Madera 1.5 x 1.5m	Cables de Madera o Full en dirección mínima	
E	IF/P	<20	1 HORA O MÁS	Cables de Madera 1.5 x 1.5 m o Cables de Madera 1.5 x 1.5 m	Cables de Madera o Full (horizontal o vertical)	

ELECCIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO								
Labores Mineras (RA, CR, ESCM, GL, IN, CH, TJ, SN) 1.5 a 4.0 m								
Tipo	Densidad	Ancho de mina	Cálculo de peso (Kw)					PCS
			A	B	C	D	E	
			(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(1-20)	
En sostenimiento		SI	SI					
Puntos puntuales		SI / NO	SI				1 o 2	
Puntos sistemáticos		SI		1.2m x 1.6m			1 o 2	
Puntales	3 a 8 metros	SI / NO		1.2m x 1.6m				
Shotcrete 2	>15 años	SI / NO		S			4	
Puntos sistemáticos (vertical e horizontal)	>14 años	SI / NO		1.2m x 1.6m			1 o 2	
Puntos sistemáticos (vertical e horizontal)	>13 años	SI / NO		1.2m x 1.6m			1 o 2	
Puntos sistemáticos (horizontal)	>14 años	SI / NO		1.2m x 1.6m			1 o 2 y 4	
Puntos sistemáticos (vertical e horizontal 2)	>15 años	SI / NO		1.2m x 1.5 m	1.2x1.6m		1 o 2 y 4	
Cables de Madera	3 a 8 metros	SI / NO			1.5 x 1.5 m	1.2m	3	
Shotcrete 4	>15 años	SI / NO			S		4	
Cables	>14 años	SI / NO			1.2m	1.2m	5	
Shotcrete + Cables	>14 años	SI / NO				1.2m	4 y 5	

Figura 16: Cartilla Geomecánica de Índice de Resistencia Geológica (GSI).
Fuente: Departamento de geomecánica, CIA Minera Poderosa.

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

TIPOS DE SOSTENIMIENTOS LABORES DE EXPLOTACION (TEMPORAL) DPTO. DE GEOMECANICA			
Parámetros Geomecánicos		ANCHO DE MINADO > 2.40 M	ANCHO DE MINADO < 2.40 M
CALIDAD	RMR		
A	81 - 100	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.80 m	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.80 m en las cajas + split set espaciado a 1.80 m en zona mineralizada
B	61 - 80	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.50 m	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.50 m en las cajas + split set espaciado a 1.50 m en zona mineralizada
C	51 - 60	Split set y/o RS Bolt sistemático espaciados a 1.50 m.	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.30 m en las cajas + split set espaciado a 1.50 m en zona mineralizada
D	41 - 50	RS Bolt sistemático espaciado a 1.20 m + malla electrosoldada	Puntal con Jackpot sistemático espaciado a 1.00 m en las cajas con guarda cabeza
E	21 - 40	Cuadros de madera espaciados a 1.50 m guarda cabeza en dirección al minado	Cuadros de madera espaciados a 1.50 m guarda cabeza en dirección al minado
F	<20	Cuadros de madera espaciados a 1.20 m guarda cabeza	Cuadros de madera espaciados a 1.20 m guarda cabeza en dirección al minado

ELECCIÓN DEL TIPO DE EXPLOSIVO			FACTORES INFLUYENTES	
TIPO DE ROCA	TAJO	AVANCE	Sin factores influyentes	F/R
LF/B	Emulex 65	Anfo		
F/B LF/R		Emulex 100%		
		Emulex 80%		
F/R MF/R F/P	Emulex 65	Emulex 65%		
	Semexa 65%	Semexa 65%		
	Emulex 45%			
MF/R F/P	Emulex 45%			
MF/P MF/MP IF/P	Exablock 45%	Emulex 45%		
IF/MP				

Figura 17: Cartilla geomecánica, determinación del tipo de sostenimiento y explosivo.

Fuente: Departamento de geomecánica, Compañía Minera Poderosa.



2.8.6. Perforación

La perforación es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad de abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos rocosos, donde alojara a las cargas de explosivo y sus accesorios e iniciadores, también son denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes (López, y otros, 1994 pág. 15).

El proceso de perforación requiere de una fuente de energía, y de acuerdo con el tipo de energía que se utilice, se define diferentes métodos de perforación de rocas; por ejemplos mecánicos, térmicos, hidráulicos, neumáticos, etc.

2.8.6.1. Máquina perforadora JackLeg

Son máquinas perforadoras livianas y versátiles, que se divide en tres partes principales, frontal, cilindro y cabeza, estas tres partes van unidas entre sí por medio de dos pernos alargados con sus tuercas llamadas tirantes que están situadas a lo largo de la máquina y en ambos lados de ella, que funciona a aire comprimido.

Actualmente la empresa utiliza la perforadora neumática JackLeg en sus modelos RNP-250X, RNP-S83FX y RNP-S250, que tiene como objetivo realizar taladros horizontales e inclinados o sea perforación de frentes como galerías, rampas, bypass, cortada, inclinados, estocadas, chimeneas, subniveles y tajos. Consta con un dispositivo de empuje (pata neumática), que permite inclinar la perforadora hasta ángulos bastante pronunciados.

Son las herramientas formadas por un mecanismo apropiado para producir los efectos de percusión y rotación de la barra que normalmente va provista de una broca en su extremo de ataque, la perforadora y la energía que acciona el movimiento del equipo en su conjunto.

Los equipos de perforación deben estar en perfectas condiciones para realizar una perforación adecuada u optima, la cual requiere presiones adecuadas de aire y agua en base a las características técnicas del modelo de perforadora que se utiliza.

Tabla 26: Cuadro de presiones de aire y agua en perforación con máquina JackLeg.

	Presión (PSI)			
Aire	90	80	70	60
Agua	80	70	60	50

Fuente: Catalogo de RNP-México



Fotografía 2: Máquina Perforadora JackLeg RNP-S250

Fuente: fotografía propia del autor.

Tabla 27: Detalle técnico de perforadoras RNP, Usadas en Minera Tauro SAC.

Detalle	RN-S83FX	RN- RB83FX	RN-250X	RN-250S	RN-S83S
Diam. Cilindro	76 mm	76 mm	79,4 mm	79,4 mm	76 mm
Pistón	64 mm	64 mm	73,25 mm	73,25 mm	64 mm
Carrera	66,7 mm	63,5 mm	66,70 mm	66,7 mm	66,70 mm
Frecuencia	36,8 Hz	2600 gol/m	2250 gol/m	2250 gol/m	2500 gol/m
Longitud	688 mm	1422.4 mm	686 mm	1549 mm	688 mm
Peso	50,4 kg	48,4 kg	45,0 kg	40,08 kg	32 kg
Consumo aire (90 psi)	3,2 m ³	4,9 m ³	4,9 m ³	4,9 m ³	3,2 m ³
Barreno			22 mm x 108 mm		
Revoluciones	250 RPM	250 RPM	225 RPM	250 RPM	250 RPM

Fuente: www.rnpsa.com

2.8.6.2. Partes principales de una máquina perforadora JackLeg

a) Frontal

- ✓ Bocina: tiene por objeto recibir la espiga del barreno y hacerlo girar dentro del taladro.
- ✓ Grampa: sujeta al barreno y ayuda a sacarlo cuando se termina la perforación.
- ✓ Martillo: pieza que se encuentra en el interior, y sirve para golpear la espiga del barreno.
- ✓ Las dos Orejas: donde se ajusta las tuercas de los tirantes.

b) Cilindro

- ✓ Dos Guías laterales: donde se asientan los tirantes.
- ✓ Hueco exhalador de aire: por aquí sale el aire, después de haber hecho trabajar la máquina.
- ✓ Mecanismo de golpe y giro: se encuentra en el interior del cilindro y es la pieza más costosa de la máquina.

c) Cabezal

- ✓ Entradas de agua y aire: sirven para el ingreso de aire y agua, y en su interior están provistos de un cedazo.
- ✓ Válvulas de mando: sirven para poner en funcionamiento a la máquina o simplemente para soplar.
- ✓ Aguja de agua: introduce el agua a la máquina por el extremo libre de la cabeza y va asegurada por un tapón de rosca.
- ✓ Cabezas de los tirantes: en la perforadora Jack Let aseguran la manilla o empuñadura.

d) Pie de avance o pata neumática

El pie de avance o pata neumática consiste en un cilindro o tubo con un pistón dentro, teniendo en el extremo inferior del pie, una uña y una punta al centro, con el objeto de que se asienten en el piso. La misma

que al llenarse de aire con una determinada presión expulsa al pistón o embolo, accionado desde la misma perforadora mediante una válvula, el pie de avance tiene su agarradera que facilita su manejo y transporte.



Figura 18: Pata neumática perforadora JackLeg.

Fuente: www.myslide.es

Tabla 28: Detalle técnico del pie de avance.

Descripción	Métrico	Imperial
Longitud de carrera	1295 mm	51 Pulg
peso	15,5 kg	34 lb
Diámetro del pistón	68 mm	2 21/32 Pulg
Empuje	230 kg (6,2 bar)	506 lb (90 psi)

Fuente: www.myslide.es

2.8.6.3. Aceros de perforación y accesorios

Se refiere al barreno, broca, mangueras de aire y agua, lubricador, conexiones y acople. Que se utilizan para la perforación de labores de desarrollo, preparación y explotación.

2.8.6.3.1. Barrenos de perforación

La barra de perforación es que transmite la energía cinética a la broca. Se tiene los siguientes tipos de barrenos que se usa en perforación convencional.

- a) Barrenos integrales.
- b) Barras cónicas.
- c) Barrenos extensibles.

a) Barras cónicas

Es un acero del tipo hexagonal hueco de 7/8" de diámetro de cara a cara, el hueco está en el centro del barreno para el ingreso de aire y agua del sistema de barrido de detritus de perforación, es el que transmite la energía de la maquina hacia las brocas descartables.

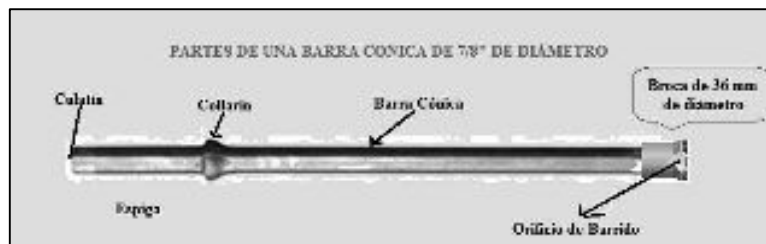


Figura 19: Partes de una Barra Cónica y Broca descartable.

Fuente: Propio del autor.

Tabla 29: Longitudes de barras cónicas de perforación de 7/8 de diámetro.

Descripción	Diámetro (pulg)	Longitud (Pies)
Barras cónicas	7/8	3
Barras cónicas	7/8	4
Barras cónicas	7/8	5
Barras cónicas	7/8	6
Barras cónicas	7/8	8

Fuente: www.sandvik.com

b) Juego de barrenos

La perforación de un taladro de cierta longitud no se hace con un solo barreno, sino que es necesario usar varios barrenos, empezando la perforación con el menos largo y de mayor diámetro, y siguiéndose después con los barrenos más largos y de menor diámetro. Cuyo objetivo es la reducción del diámetro que es consecuencia del desgaste por el rozamiento, el juego de barrenos usados en Compañía Minera Poderosa es: 3-5-8 pies o 3-4-6 pies.

Tabla 30: Juego de barrenos de perforación convencional.

Nombre de barreno	Longitud		Diámetro de barreno a usarse
	Pies	Metros	
Patero	3	0,90	30 – 40 mm
Seguidor	5	1,50	29 – 39 mm
Pasador	8	2,40	28 – 38 mm

Fuente: www.sandvik.com

2.8.6.4. Brocas descartables

Son herramientas cortantes, de acero altamente resistentes al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistente a la abrasión. Las brocas empleadas en perforación convencional en Compañía Minera Poderosa son las brocas descartables de botones de 36 y 38 mm de diámetro.



Componentes del inserto:

- ✓ Carburo de tungsteno.
- ✓ Cobalto

Figura 20: Broca de perforación descartable.

ÍTEM	Código	Diámetro (D)	
		mm	Pulg.
1	7776-4436-B48	36	1,4"
2	7776-4438-B48	38	1,5"
3	7776-4440-B48	40	1,6"

Fuente: www.sandvik.com

2.8.6.5. Manguera de aire y agua

Las mangueras de aire y agua son fabricados de jebe y lona que tienen alta resistencia a altas presiones, el diseño de las mangueras de alta presión permitir mantener la presión de los fluidos (Aire comprimido, Agua) y la cantidad de flujo sin afectarlas en lo mínimo, los fluidos de altas presiones están sobre los 300 PSI, por lo que la resistencia de las mangueras deben ser muy altas para no ceder a la presión y provocar un accidente laboral, los materiales con los que se fabrican también deben resistir al desgaste, tanto interno como externo, para darle una vida útil larga.

Dentro de las operaciones de Compañía Minera Poderosa, las mangueras de alta presión para aire comprimido y agua son de 300 psi de 1 pulg de diámetro para aire y ½ pulg para agua.



Figura 21: Manguera de alta presión de 300 PSI. Para aire comprimido de 1" de diámetro

Fuente www.maxipresstec.com

2.8.6.6. Lubricadora (Chancha)

Lubricadora de la perforación (Botella de aceite), que sirve para rellenar aceite torculo 100 que se conecta a la perforadora conjuntamente a la manguera de aire comprimido, que después de ser accionado neumáticamente, este aceite ingresa a la perforadora como lubricador.



Figura 22: Lubricadora usada en Minera tauro S.A.C.

Fuente: Propio del autor.

2.8.6.7. Conexiones y acoples

Sirven de conexión manguera y perforadora, de tal forma que aseguran que estas no se desempalmen entre sí.

2.8.6.8. Procedimiento de perforación con máquina JackLeg.

a) Equipo de protección personal

- ✓ Casco con portalámparas y barbiqueo
- ✓ Correa portalámparas

- ✓ Lámpara eléctrica
- ✓ Mameluco con sus respectivas cintas reflectivas (de acuerdo a normas establecidas)
- ✓ Respirador contra polvo y gas
- ✓ Botas de jebe con puntas de acero
- ✓ Guantes de cuero o neopreno
- ✓ Tapones auditivos (26 dB de atenuación)
- ✓ Lentes de seguridad de tipo malla
- ✓ Pantalones de jebe
- ✓ Saco de jebe
- ✓ Arnés de seguridad y línea de vida (uso para chimeneas)

b) Equipos, Herramientas e Insumos

- ✓ Máquina perforadora JackLeg
- ✓ Barrenos de perforación de 4, 6, 8 pies con sus respectivos protectores
- ✓ Brocas descartables de 36 mm
- ✓ Guiadores de madera de 4 pies
- ✓ Atacadores de madera
- ✓ Cucharilla
- ✓ Soplete de metal
- ✓ Mangueras de aire y agua de 1" y ½" de diámetro respectivamente
- ✓ Spray
- ✓ Barretillas de 4, 6 y 8 pies
- ✓ Saca barrenos
- ✓ Saca brocas
- ✓ Aceitera
- ✓ Grapas para conexión de agua y aire de 1" y ½"
- ✓ Gamarrilla
- ✓ Aceite de grado 100
- ✓ Aire comprimido (presión de 70 a 80 psi)
- ✓ Agua (presión de 60 psi)
- ✓ Malla electrosoldada de 4x4 (para protección en caso de ser necesario)
- ✓ Pernos Split Set de 5 pies, completos para la sujeción de la malla y sostenimiento de block colgados.
- ✓ Soga manila de 1" de diámetro

c) Descripción del instructivo

- ✓ El colaborador procederá a verificar el estado de su EPP y de las herramientas, en caso encontrarse en mal estado cambiar en almacén y/o bodega
- ✓ Llenar la hoja de verificación (Check list) y proceder a corregir las condiciones subestándares.
- ✓ Marcar la malla de perforación de acuerdo al diseño, por tipo de roca y evaluación de la supervisión (Jefe de Guardia/capataz/Geomecánico/Supervisor de Operación).

Preparar el equipo

- ✓ El perforista y su ayudante deben verificar las condiciones de la máquina perforadora, mangueras de aire y agua.
- ✓ Trasladar la máquina al frente de perforación, jalar las mangueras de aire y agua.
- ✓ Purgar ambas mangueras y realizar el empalme a la máquina, haciendo uso de las grapas, en ambas conexiones.
- ✓ Cerrar las válvulas de aire y agua.
- ✓ Llenar el aceite al nivel señalado de la lubricadora.
- ✓ Comprobar la máquina en vacío, con rotación en primera.

Perforación

- ✓ En todo momento se usarán guías de madera para conservar el paralelismo de los taladros.
- ✓ Para evitar el atascamiento de las brocas debe verificar constantemente la presión de agua.
- ✓ Está prohibido perforar tacos de taladros anteriormente disparados.
- ✓ Durante la perforación, se realizará el desatado cada 5 taladros, máximo. Retirar el equipo para desatar las rocas sueltas producto de la vibración de perforación, manteniendo en todo momento el lugar de trabajo seguro, luego se reiniciará la perforación.
- ✓ Para iniciar la perforación, el perforista se debe posicionar a un lado de la máquina perforadora, ubicando el pie de avance en un lugar estable.
- ✓ El perforista levantará la máquina y el ayudante debe colocar el barreno en la bocina, luego inmediatamente bajar la grampa, tener presente la norma de carga y descarga de materiales.
- ✓ El emboquillado inicial se hará con el barreno patero, con una presión y rotación adecuada, luego se continuará con el juego de barrenos.
- ✓ Se debe iniciar con los taladros próximos a la cara libre, luego con los taladros de toda el ala.
- ✓ Cuando ocurra fallas mecánicas de la perforadora, se debe comunicar inmediatamente al supervisor más cercano.

Desinstalación de la máquina perforadora

- ✓ Concluida la perforación se retira el barreno de la perforadora, luego cerrar las válvulas de aire y agua; posteriormente desfogar el aire de la máquina. Colocar el sistema de bloqueo de seguridad.

- ✓ Desempatar y enrollar las mangueras respectivas, colocándolas en sus alcayatas, en un lugar seguro y distante del disparo.
- ✓ Lavar y colocar la capucha a la máquina perforadora y ubicarla en su plataforma de guarda, posicionada en forma horizontal, junto a sus accesorios, en un lugar seguro y distante del disparo.
- ✓ Aplicar COLPA en el lugar de trabajo al final de la tarea.
- ✓ Concluida la tarea, debe registrarse en la hoja de reporte de operación mina.

d) Restricciones

- ✓ Si hay presencia de gas en la labor, salir inmediatamente
- ✓ En caso de que haya chispeo de la roca, evaluar las condiciones del área de trabajo para eliminar las condiciones
- ✓ Si hay eventos de relajamiento de la roca, el colaborador debe salir inmediatamente del lugar de trabajo
- ✓ Si hay presencia de tiros soplados, evaluar las condiciones y si hay presencia de carga explosiva abandonar la labor inmediatamente y bloquear la entrada
- ✓ Si hay presencia de tiros cortados, retirarse inmediatamente y bloquear el ingreso a labor

2.8.7. Perforación en realce

Es un tipo de perforación en mina subterránea que se usa generalmente en tajeos para la extracción del mineral, la perforación se realiza de manera vertical con un grado de inclinación que ayudara en la voladura hacia la cara libre, donde el mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los colaboradores y al mismo tiempo permite sostener las paredes en especial el techo de la labor.

El burden y espaciamiento tienen dimensiones de acuerdo al tipo de roca, estos parámetros se comportan de acuerdo al tipo de resistencia del mineral en el caso de los tajeos, necesariamente el método se realiza en rocas competentes.

2.8.8. Diseño de malla de perforación

2.8.8.1. Malla de perforación

Una malla de perforación es la forma en que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente la relación burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad del taladro.

El diseño de la malla está asociado a varios factores como el comportamiento Geomecánico, la disponibilidad de explosivo, habilidad del perforista y otros. Los parámetros más comunes para el diseño de mallas de perforación en tajos subterráneos son la determinación del burden y el espaciamiento, para el cálculo de estos parámetros en minería subterránea se puede emplear los modelos matemáticos de PEARSE

o KONYA, de estos se optó por la formulación matemática de PEARSE, debido que para el cálculo conjuga varios datos como es el RQD, factores de compensación por dureza de roca, propiedades físicas del explosivo y la roca, complementa a esto la experiencia en la aplicación de este método de cálculo.

Vale indicar que los cálculos teóricos que encontré deben y son reajustados en el terreno con mínimas variaciones.

2.8.8.2. Marcado de malla de perforación

El marcado de mallas de perforación se realiza con líneas de pintura cuadrículada ya pre-calculadas, que se marcan en el frente de perforación para guiar al maestro perforista. Cada potencia de veta tiene sus tipos de malla estandarizada con la cual se puede hacer el diseño de malla, para el mejor control de dilución.

2.8.8.3. Modelo matemático de Pearse

a) Aplicación del modelo matemático de Pearse para diseño de malla de perforación

En este modelo matemático el cálculo del burden está basado en la interacción fuerza proporcionada por la mezcla explosiva representada por la presión de detonación y la fuerza de la resistencia a la tensión dinámica. También resaltar que, en el modelo de Pearse, el burden es considerado como un radio crítico.

$$B = \frac{Kv * D}{1000} \sqrt{\frac{POD}{RTd}} \quad \text{Ecuación 2.13}$$

Dónde:

B: Burden máximo (m)

Kv: Factor de volabilidad. Constante que depende de las características de las rocas (0,7-1,0)

D: Diámetro de perforación (m)

POD: Presión de detonación del explosivo (kg/cm²)

RTd: Resistencia a la tracción dinámica (kg/cm²)

b) Cálculo de Kv. en función a la calidad de la roca.

$$Kv = 1,96 - 0,27 * \ln(ERQD) \quad \text{Ecuación 2.14}$$

$$ERQD = RQD * JSF \quad \text{Ecuación 2.15}$$

Dónde:

ERQD: Índice de calidad de roca equivalente (%)

RQD: Índice de calidad de la roca de acuerdo a Deer Miller (%)

JSF: Joint Strength Correction Factor

Tabla 31: Factores de corrección para estimar JSF.

Estimación de la calidad de la roca	JSF
Fuerte	1,0
Media	0,9
Débil	0,8
Muy débil	0,7

Fuente: Departamento de geomecánica de Compañía Minera Poderosa S.A

c) Cálculo de Presión de Detonación (POD)

Para el cálculo de POD se utiliza dos tipos de explosivos que vendría a ser Emulex 45 y Emulex 65 que se utiliza en la voladura de tajos como estándar, solo cuando se corre un tajo cámara se utiliza Emulex 80, para el arranque.

Tabla 32: Presión de detonación del Emulex 45%.

Explosivo	Presión de detonación (POD)			Densidad
	Kbar	MPa	kg/cm ²	kg/m ³
Emulex 45	45	4500	45886,5	1000
Emulex 65	84	8400	85654,8	1120
Emulex 80	83	8300	84635,1	1140
Emulex 100	95	9500	96871,5	1250

Fuente: calculo propio del autor.

d) Resistencia a la tracción dinámica (RTd)

$$RTd = 4,5 * 10,197 * RT$$

Ecuación 2.16

Donde:

RTd: Resistencia a la Tracción dinámica (MPa)

4.5: Constante de conversión de resistencia estática a dinámica

RT: Resistencia a la tracción estática (MPa)

La resistencia a la tracción (RT) se determina a partir de la resistencia compresiva uniaxial.

$$RT = 8\% * Rc$$

Ecuación 2.17

Donde:

Rc: Resistencia compresiva uniaxial del mineral (MPa).

e) Espaciamiento

Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

$$S = (H + 2 * B)/3$$

Ecuación 2.18

Dónde:



S: Espaciamiento (m)

H: Altura de corte (longitud promedio de perforación) (m).

B: Burden (m)

f) Tipo de malla de perforación.

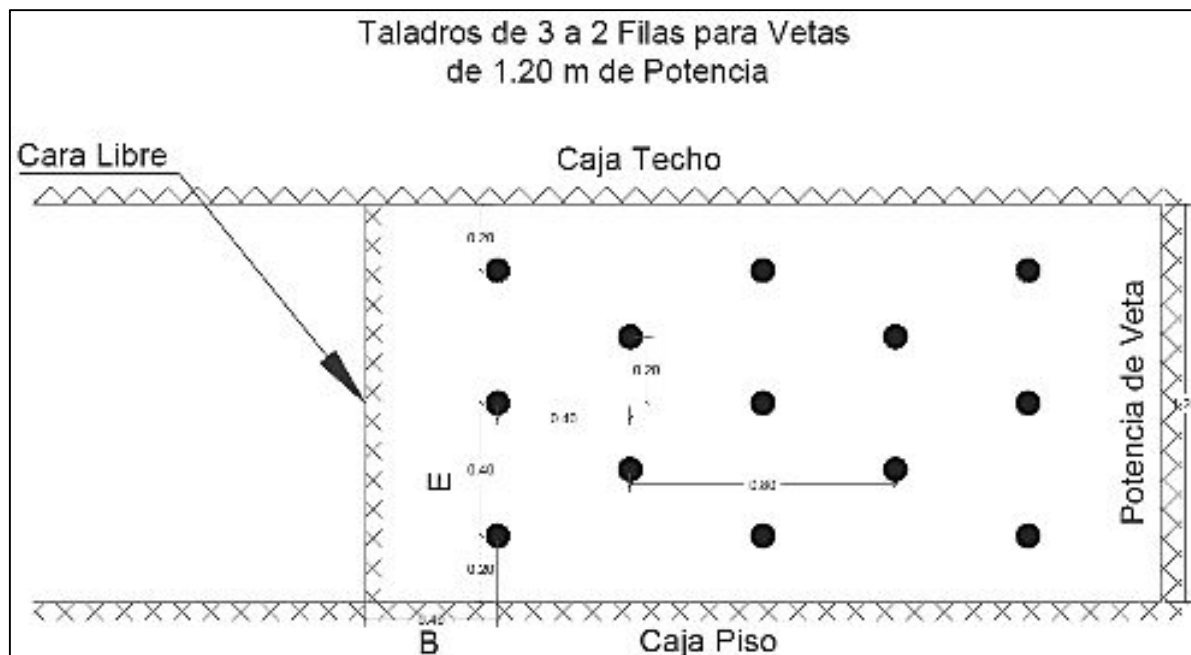


Figura 23: Distribución de taladro de perforación, malla 0,40m x 0,40m.

Fuente: Propia del autor.

2.8.9. Cálculo teórico de perforación

a) Número de filas (NF)

$$NF = \text{Long de tajo} / (2 * B)$$

Ecuación 2.19

b) Número de taladros en toda el ala (N° tal)

$$N^{\circ} \text{tal} = N^{\circ} \text{filas} * N^{\circ} \text{de taladros en la malla}$$

Ecuación 2.20

c) Número de taladros por guardias (Ntal. /gdia)

$$N^{\circ} \text{tal/guardia} = HET/TP$$

Ecuación 2.21

Dónde:

HET: Horas efectivas de trabajo (h)

TP: Tiempo de perforación (h)

d) Número de guardias en que se perfora el ala Uno (NGdias)

$$N^{\circ} \text{guardias} = N^{\circ} \text{tal} / (N^{\circ} \text{tal/guardia})$$

Ecuación 2.22

e) Eficiencia de perforación (Eff Perf)

$$\text{Eff Perf} = \text{long real perf} / \text{long teorica Perf} * 100$$

Ecuación 2.23

2.8.10. Voladura

La voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por los explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía, que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento (EXSA, 2001 pág. 147).

La etapa de la voladura, es determinante en el ciclo de minado, ya que del control del mismo depende la eficiencia del disparo o avance, del mismo modo por este medio se controla el tamaño de los fragmentos del mineral roto, por lo tanto, el dimensionamiento de la malla de perforación es muy importante que será diseñado de acuerdo al tipo del macizo rocoso en el que se ejecuta el trabajo de explotación (EXSA, 2001 pág. 147).

2.8.10.1. Explosivos

Son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo breve, del orden de una fracción de microsegundos, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones (EXSA, 2001 pág. 11).

Se detallará los explosivos usados en la voladura del Tj 5105-1 del Nv 1700 veta choloque, mina el Tingo.

2.8.10.1.1. Emulsiones explosivas (sensibles al fulminante N° 8)

En 1960 la tecnología de la fabricación de emulsiones fue aplicada a la formula explosiva, está compuesta de una fase oxidante (solución de nitrato de amonio, nitrato de sodio y agua) y una fase combustible (Diesel 2, aceites, minerales, ceras y emulsificantes). La emulsión explosiva consiste en partículas submicroscópicas de solución oxidante en una fase continua de combustible, los emulsificantes (materiales tipo surfactantes) son partes esenciales de la emulsión, proveyendo estabilidad a la mezcla. Para la sensibilización de la emulsión usualmente se utiliza microbalones (sensibilización mecánica) o nitrato de sodio (sensibilización química-Gassing).

Tabla 33: Características técnicas de emulsiones explosivas.

Resistencia al agua	Excelente
Gases	Livianos
VOD	4100 – 5000 m/s
Densidad	1,0 – 1,25 g/cm ³

Fuente: Catalogo de Explosivos Exsa.

a) Emulex 45, 65, 80 y 100

Tabla 34: Características técnicas de los explosivos.

Especificaciones técnicas	unidades	Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad	g/cm ³	1,0	1,12	1,14	1,25
Velocidad de detonación	m/s	4100	5000	5000	5000
Presión de detonación	kbar	45	84	83	95
Energía	kJ/kg	3450	4060	4180	4425
RWS	%	90	110	113	120
RBS	%	115	150	157	169
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		1 era	1era	1 era	1 era

Fuente: www.exsa.com

En la voladura del TJ 5105-1, se utiliza Emulsión Emulex 45%, por ser considerado explosivo de baja potencia, así no perturbar la caja techo del tajo. En la etapa de preparación de chimeneas y subniveles se utiliza para el arranque Emulex 80% y para los taladros de producción, hastiales y piso Emulex 65% y corona Emulex 45%.

Tabla 35: Presentación y embalaje de los explosivos.

Peso neto	25 kg		
Peso bruto	26,3 kg		
Dimensiones de caja	Ext. 35x45x25 cm		
Material	Caja de cartón corrugado		
Producto	Pulg	Unid/Caja	Masa g/Unid
Emulex 45	1 1/8 x 12	128	195
Emulex 45	1 x 7	276	91
Emulex 65	1 1/2 x 12	64	391
Emulex 65	1 x 8	228	110
Emulex 80	1 1/2 x 12	62	403
Emulex 80	1 x 8	222	113
Emulex 100	1 x 8	202	120

Fuente: www.exsa.com

**Figura 24:** Explosivos usados en la voladura del tajo piloto (Anexo fotos)

Fuente: Fotografía propia.

2.8.11. Accesorios de Voladura

2.8.11.1. Carmex® (detonador ensamblado)


El Carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación, para efectuar voladuras convencionales. Está compuesto por los siguientes componentes: un fulminante común N° 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al conector.

El Carmex debe ser ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del fulminante-Mecha de seguridad-Conector (FAMESA, 2016 pág. 9).

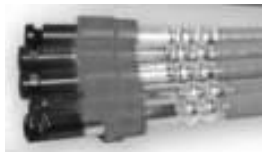
El conector del Carmex, ingresa al cartucho Emulex 45%, la cual servirá como cebo que activará mediante un encendido toda la columna explosiva del taladro, y por simpatía este se transmitirá a todos los cartuchos del taladro con ayuda del Pentacord 5P.

Tabla 36: Características técnicas del Carmex (detonador ensamblado).


Características técnicas de la mecha de seguridad (Carmex)	
Color de Recubrimiento Plástico	Verde
Núcleo de Pólvora (g/m)	6
Tiempo de Combustión a.n.m. (s/m)	150 a 165
Longitud de la Chispa a.n.m. (mm)	50
Diámetro Exterior (mm)	5,2
Resistencia a la tensión durante 3 minutos (kg)	30




CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL BLOCK DE SUJECIÓN	
Diámetro del Block de Sujeción (mm)	10
Longitud Total (mm)	14
Color de Block de Sujeción	Anaranjado
Material	Plástico



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL CONECTOR	
Diámetro del Conector (mm)	6,3
Longitud del Conector (mm)	45
Ancho de la Ranura (mm)	2,4
Carga de Material Pirotécnico (g)	0,5
Altura de Carga (mm)	12



CARATERÍSTICAS TÉCNICAS DEL FULMINANTE COMÚN	
Diámetro del Fulminante (mm)	6.3
Longitud del Fulminante (mm)	45
Prueba de Esopo, Diámetro de Perforación (mm)	10
Volumen Trauzl (cm)	23
Resistencia a la Humedad Relativa del 100% por 24 horas	Detona
Resistencia al Impacto 2 kg/1m	No Detono
Sensibilidad a la Chispa de la Mecha de Seguridad	Buena



Fuente: www.famesa.com.pe

Tabla 37: Presentación del Carmex (detonador ensamblado).

Presentación	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores
CARMEX 1,80 m	Cartón	300	15,75	16,87	44,5x38,0x39,0
CARMEX 2,10 m	Cartón	300	16,10	17,30	44,5x38,0x39,0
CARMEX 2,40 m	Cartón	300	18,30	19,5	44,5x38,0x39,0
CARMEX 2,70 m	Cartón	250	17,40	18,6	44,5x38,0x39,0

Fuente: Catálogo de Famesa explosivos


2.8.11.2. Mecha Rápida (Igneiter Cord)

Es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico. Produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del Conector para Mecha Rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido del Carmex.

La mecha rápida ensamblado con el conector tiene como objetivo eliminar el encendido o chispeo individual de las armadas o primas, evitar la exposición del operador a labores con presencia de humos y permitir la evacuación segura del personal ante la posibilidad de una iniciación prematura, ya que usándola adecuadamente proporciona el tiempo suficiente al operador para retirarse a un lugar seguro. Para efectuar cada conexión en las redes de encendido, la mecha rápida se inserta en la ranura del conector y la base de este se presiona para asegurar un buen contacto, dicha conexión también puede realizarse por enrollamiento o torniquete o utilizando el block de sujeción (collar plástico) que se provee adicionalmente.

El plan de voladura trazado debe contemplar que la longitud de la mecha rápida a usarse debe ser tal que todas las armadas o primas estén encendidas y en combustión dentro de los taladros antes que el primer taladro detone. (FAMESA, 2016 pág. 11)

Tabla 38: características técnicas de Mecha rápida (Igneiter Cord).

Características Técnicas	Mecha Rápida	Mecha Rápida	Figura
	Z-18	Z-19	
Color de la Mecha Rápida	Rojo	Verde	
Material de la Cobertura Exterior	Plástico	Plástico	
Peso del Material Pirotécnico (g/m)	3,4	3,4	
Tiempo de Combustión a.n.m. (s/m)	35	26	
Diámetro Exterior (mm)	1,8	1,8	
Peso Total (g/m)	6,5	6,5	

Fuente: Catálogo de Famesa explosivos.

Tabla 39: Presentación de Mecha rápida (Igneiter Cord).

Presentación	Material	Capacidad	Peso	Peso	Dimensiones Exteriores (cm)
	De caja	De caja	Neto (kg)	Bruto (kg)	
Mecha Rápida Z-18	Cartón	10 roll x 150 m	10,35	11,35	45,3x27,3x14,0
Mecha Rápida Z-19	Cartón	10 roll x 150 m	10,45	11,45	45,3x27,3x14,0

Fuente: Catálogo de Famesa explosivos

2.8.11.3. Pentacord (Cordón detonante)

Es un accesorio para voladura, que posee características como: alta velocidad de 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 tracción.

Se utiliza en todos los taladros para poder transmitir simpatía de cartucho a cartucho, ya que los explosivos de tipo emulsión no tienen mucha simpatía.

Tabla 40: Características técnicas del cordón detonante (Pentacord).

Variedades	3P	3PE	5P	5PE	8P	8PE	10P	10PE
Peso de carga (g/m)	4	4	5	6	8	8	10	10
Resistencia a la tracción (kg)	60	70	60	70	60	70	60	70
Velocidad de detonación (m/s)	6800	6800	7000	7000	7000	7000	7000	7000

Fuente: catálogo de Famesa explosivos

Tabla 41: Presentación del cordón detonante (Pentacord).

presentación	Material de caja	Capacidad de caja (pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
3P	Cartón	2 roll x 750 m	16,5	18,6	65,8x33,0x22,3
3PE	Cartón	2 roll x 750 m	19,2	21,2	65,8x33,0x22,3
5P	Cartón	2 roll x 750 m	18,9	21,0	65,8x33,0x22,3
5PE	Cartón	2 roll x 600 m	19,0	21,0	35,8x33,0x22,3
8P	Cartón	2 roll x 500 m	18,0	20,0	65,8x33,0x22,3
8PE	Cartón	2 roll x 500 m	19,2	21,2	65,8x33,0x22,3
10P	Cartón	2 roll x 500 m	20,5	22,5	65,8x33,0x22,3
10PE	cartón	2 roll x 500 m	23,2	25,2	65,8x33,0x22,3

Fuente: Catalogo de Famesa explosivos.

2.8.12. Espaciadores de detritus

También llamado chupete de detritus, cuyo objetivo de uso de este accesorio de voladura es para minimizar el daño al macizo rocoso como consecuencia de la voladura realizada, para ello se requiere

distribuir los cartuchos de Emulex 45 adecuadamente en la columna del taladro, en especial los taladros próximos a la caja techo del tajo.

2.8.13. Transporte y manipuleo de explosivos a labores en interior mina

a) Equipos de protección personal

- ✓ Casco tipo minero con portalámparas y barbiquejo
- ✓ Correa portalámparas
- ✓ Lámpara eléctrica
- ✓ Ropa de trabajo con cintas reflectivas
- ✓ Respiradores contra polvo y gases
- ✓ Botas de jebe con puntas de acero
- ✓ Guantes de cuero o neopreno
- ✓ Tapones de oído
- ✓ Gafas panorámicas anti-vaho

b) Equipos, Herramientas

- ✓ Mochilas
- ✓ Vehículo autorizado para transporte, si es mayor a 25 kg
- ✓ Depósito de madera o plástico cuando se utilice vehículos
- ✓ 02 extintores de incendio de polvo y químico seco multipropósito, cuando se utilice vehículo

c) Descripción del instructivo

- ✓ El personal autorizado, perforista y ayudante, recaba el vale de salida de explosivos y accesorios de voladura con su respectiva autorización de parte del jefe de turno
- ✓ El personal autorizado se traslada al polvorín auxiliar, en el horario establecido
- ✓ Llegado al polvorín, entrega los vales de salida al personal de logística. Solicita la mochila y explosivos
- ✓ El personal de logística (bodeguero) atiende el material explosivos y accesorios verificando la cantidad solicitada en el vale
- ✓ El personal que va trasladar los explosivos coloca en las mochilas, por separado los explosivos y accesorios, llevando uno de ellos los explosivos y el otro accesorio
- ✓ El personal que traslada los explosivos y accesorios hacia la labor debe conservar una distancia mínima de 10 m entre ambos.
- ✓ En caso de traslado manual, la cantidad transportada no debe exceder de 25 kg.

Traslado en Vehículos

- ✓ El vehículo debidamente autorizado, se estaciona en un lugar seguro
- ✓ El vehículo debe contar con el depósito de madera o plástico para transportar el explosivo

- ✓ Se prohíbe transportar en el mismo vehículo y en forma simultánea explosivos y accesorios de voladura.
- ✓ El personal traslada el explosivo al vehículo y coloca ordenadamente el material en el depósito respectivo
- ✓ Terminando el traslado del material asegura el depósito con sus accesorios respectivos
- ✓ Señaliza el vehículo, que indique “peligro explosivo”
- ✓ Informa para la restricción de tránsito de maquinarias u otros vehículos en el horario del desplazamiento del vehículo con el explosivo.
- ✓ El conductor del vehículo traslada el material al punto donde el personal está esperando para su recepción y ser llevado a su labor.
- ✓ El vehículo debe conservar una velocidad no mayor de 6 km/h
- ✓ Al concluir con el traslado del material explosivo, deja el vehículo completamente limpio y libre de residuos.
- ✓ Al llegar a la labor dejar separados los explosivos y accesorios a una distancia mínima de 10 m y en un lugar seguro.

d) Restricciones

- ✓ Si el trabajador no tiene autorización no debe trasladar ni manipular los explosivos.
- ✓ Si el vehículo no está autorizado, no debe trasladar explosivos.
- ✓ Nunca se debe trasladar explosivos y accesorios un solo personal.

2.8.14. Cálculo teórico de voladura en realce

a) Número de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ cart/tal} = \frac{2}{3} \text{ long tal/long cart} \quad \text{Ecuación 2.24}$$

b) Kilogramos de explosivo por taladro (Kg exp /tal)

$$\text{kg exp/tal} = \frac{N^{\circ} \text{ cart}}{\text{tal}} * \frac{\text{kg exp}}{\text{cart}} \quad \text{Ecuación 2.25}$$

c) Kilogramos de explosivo total de la voladura (kg exp T)

$$\text{kg exp T} = N^{\circ} \text{ tal} * \frac{\text{kg exp}}{\text{tal}} \quad \text{Ecuación 2.26}$$

d) Cajas de explosivo requerido por disparo (Caj /Disp)

$$\text{Caj/Disp} = \frac{\text{kg exp/Disp.}}{\text{kg exp/Caj}} \quad \text{Ecuación 2.27}$$

e) Tonelaje de mineral roto (TM)

$$\text{TM} = A * H * L * Pe * Fe \quad \text{Ecuación 2.28}$$

Dónde:

A: Ancho de minado (m)

H: Altura de corte (longitud de perforación) (m)

L: Longitud del tajo (m)

Pe: Peso específico del mineral (TM/m³)

Fe: Factor de esponjamiento (%)

f) Factor de potencia (Fp)

$$Fp = \frac{\text{kg exp}}{TM} \quad \text{Ecuación 2.29}$$

Dónde:

kg exp: Kilogramos de explosivo empleado en la voladura.

TM: Tonelaje de mineral roto.

g) Tonelaje de mineral roto por taladro (TM/Tal.)

$$TM/\text{tal} = \frac{TM}{N^{\circ} \text{ tal}} \quad \text{Ecuación 2.30}$$

N° tal.: Número de taladros perforados.

h) Pies perforados por tonelada (Pperf/TM)

$$Pperf/TM = \frac{N^{\circ} \text{ tal} * H * 0.9}{TM} \quad \text{Ecuación 2.31}$$

Dónde:

H: Altura de corte (longitud promedio de perforación) (m)

0.9: Factor de corrección

2.8.15. Sostenimiento del tajo

El sostenimiento del tajo es muy importante, porque la masa rocosa, caja techo y caja piso están sometidos a diversos esfuerzos luego de alterar su estabilidad con la apertura de la excavación con la voladura, la caja techo es la que se ve mayormente inestabilizada gracias a la acción del peso más la gravedad, causando deformaciones en este caso se rompe el equilibrio estático.

Si se aberturan labores mineras en el interior, se rompe el equilibrio estático del área de influencia de la masa rocosa, y se crea una condición inestable, es decir las aberturas creadas en la masa rocosa tienden a cerrarse por la acción de los esfuerzos que se generan alrededor de la sección excavada, para qué esto ocurra de forma rápida o lenta influye las características del macizo rocoso, de acuerdo a estas condiciones y tiempo de permanencia de la labor se elige el tipo de sostenimiento adecuado para el tajo.

El sostenimiento tiene como objetivo mantener estable y abierta el tajo durante el ciclo de minado así compensando las condiciones inestables generadas por la voladura.

2.8.16. Tipos de sostenimientos empleados en el tajo

Existen varios tipos de sostenimiento empleados en la explotación de tajo, pero en este caso emplearemos dos tipos de sostenimiento específicos, puntales de madera con Jack Pot y pernos Split Set mas malla electrosoldada en ambos casos puntuales eso quiere decir donde requiera ser sostenida.

2.8.16.1. Puntales madera con Jack Pot

Jack Pot es un elemento de sostenimiento expansivo, plato de acero que se coloca en uno de los extremos del puntal de madera, de tal modo de que luego de su instalación optimiza el trabajo del puntal dándole mayor durabilidad y potencia de sostenimiento. Existen diferentes diámetros: 140, 160, 175, 190, 220 y 260 mm. Al presionar el puntal sobre la roca hace el efecto de bloqueo, con su principio de expansión sin necesidad de apuntalamientos con cuñas o plantillas lo cual reduce el tiempo de instalación del puntal de madera.

Lo que hace el plato Jack Pot, es presionar el puntal sobre la roca, así dándole estabilidad a los bancos colgados generados luego de la voladura. Trabaja en conjunto con los puntales de madera que se utiliza para prevenir la caída de rocas, se coloca como sombrero o zapato en cualquier extremo del puntal de madera sin necesidad de patillas, en contacto de la caja piso, techo o hastiales de la labor.

a) Ventajas operativas

- ✓ Rápido y fácil de instalar
- ✓ Sostenimiento activo
- ✓ Campo de acción inmediato
- ✓ Incremento en la seguridad
- ✓ Amplio rango de expansión
- ✓ Solo necesitas agua
- ✓ No es afectado por las vibraciones de la voladura siempre y cuando estén bien instalados
- ✓ Distribución uniforme de los esfuerzos a través del puntal de madera
- ✓ Incrementa el rendimiento de los puntales, llegando estos a trabajar entre 20 y 40 toneladas.

b) Consideraciones para una correcta instalación con Jack Pot

- ✓ Una vez colocado en la posición correcta el puntal con los platos, se procede a inflar con agua a alta presión, ya expandidos quedan en forma permanente, otorgando un sostenimiento entre 20 y 40 toneladas esto dependerá del diámetro del plato.
- ✓ Convierte a la madera en un sostenimiento activo e inmediato, que empieza a trabajar al instante de haberse completado el inflado. Puede ser instalados cerca al frente de la voladura porque como están sometidos a altas presiones no son movidos por la onda expansiva de la voladura, por lo tanto, otorga mayor seguridad en todo momento a los trabajadores del tajo y por ende mayor eficiencia en el ciclo de minado.

c) Instalación del Puntal de madera con Jack Pot

- ✓ **Medida de la longitud del puntal de madera:** la longitud del puntal de madera se medirá con el Jack Pot y la plantilla presentada.

- ✓ **Selección del puntal adecuado:** Relación longitud/diámetro del Jack Pot (L/D):
Diámetro del Jack Pot = longitud puntal/12
- ✓ **Presentación del puntal con Jack Pot:** el puntal con Jack Pot, debe entrar lo más presionado posible, martillo con fuerza para lograr este objetivo.
- ✓ **Instalación de la bomba manual de alta presión:** necesita como mínimo 2 Bares de presión de agua de mina.
1MPa = 10 bar = 145 psi.
- ✓ Insertar la boquilla de inflado a la válvula del Jack Pot.
- ✓ Inyección del agua a altas presiones con ayuda de la bomba manual.
- ✓ **Jack Pot inflado más indicador:** chorro de agua saliendo de la parte delantera de la bomba manual, golpes con el combo en el puntal (sonido metálico), lectura del manómetro debe indicar una presión de (10 a 12 MPa).
- ✓ Jack Pot correctamente inflado.
- ✓ **Aliviar la presión al finalizar cada inyección de agua en el Jack Pot:** con ayuda del martillo “sateador”, dar golpes en la válvula de desfogue de la bomba manual.
- ✓ **Consideraciones para una buena instalación del puntal de madera con Jack Pot:** medir de manera perpendicular a las cajas y de manera exacta, cortar el puntal de forma recta, martillar con fuerza para que el Jack Pot entre lo más preciso posible.
- ✓ **Lo que no se debe hacer en la instalación del Puntal de madera con Jack Pot:** no colocar un puntal demasiado corto y no seleccionar los puntales demasiado delgados (de realizarse esto aumentara el número de bombeos y mayor deformación del Jack Pot).
- ✓ Puntales de madera con Jack Pot mal instalados.

El puntal de madera con Jack Pot, debe ser instalado en el hastial más competente, es necesario indicar que solo se coloca un plato Jack Pot por puntal. En el tajo 5105-1 los puntales de madera con Jack Pot deben colocarse perpendicular a las cajas, en una zona regular plana donde encaje perfectamente todo el diámetro del plato con la caja techo, los puntales de madera deberán ser cortados con las caras paralelas, perpendiculares a su longitud (corte sin chaflán), en este caso los puntales de madera con Jack Pot serán instalados solo en los puntos donde requiere.



Fotografía 3: Sosténimiento Puntales de Madera con Platos Jack Pot, TJ 5105-1 Nv 1700.
Fuente: Propio del autor

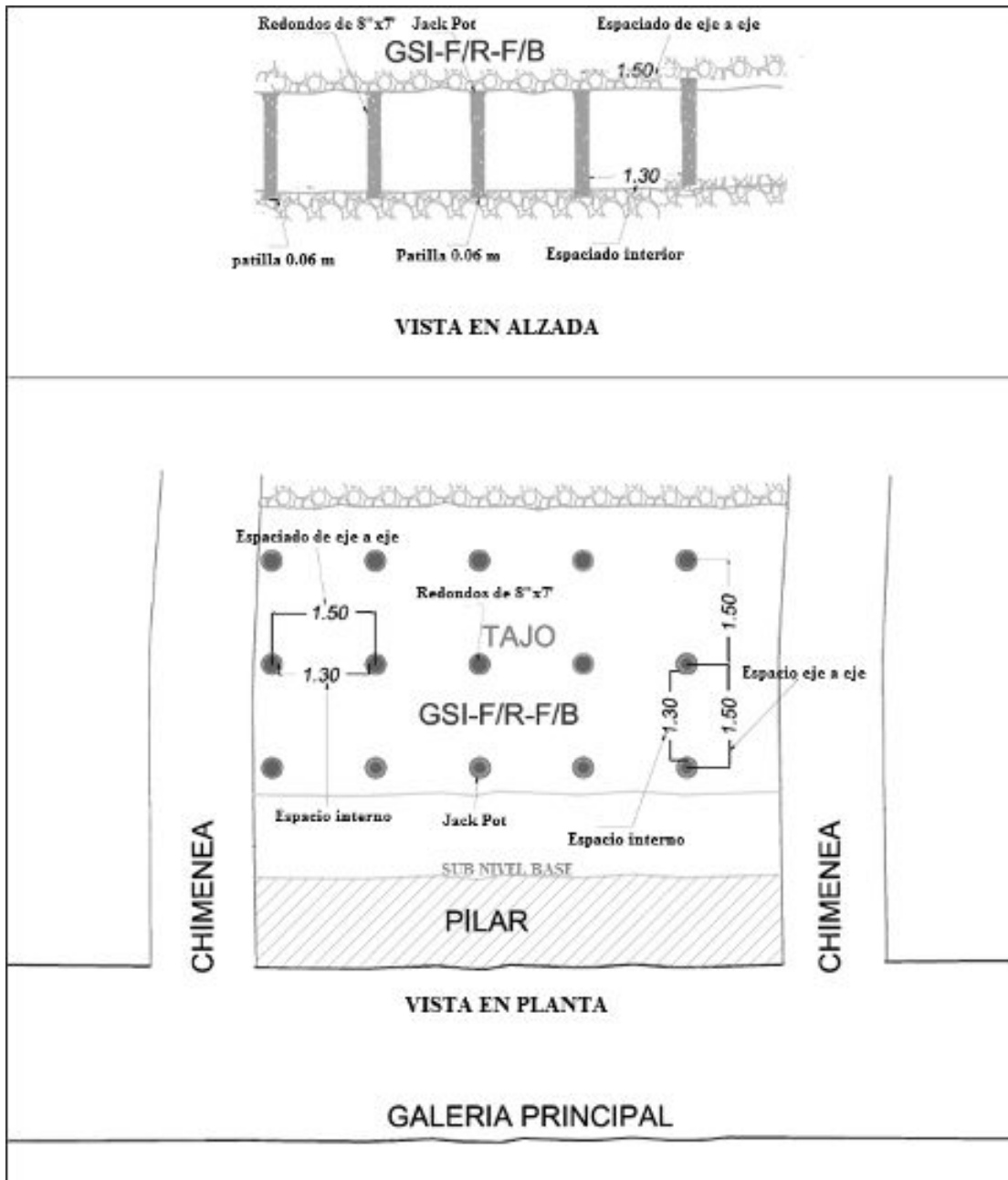


Figura 25: Sostenimiento con puntales de madera con Jack Pot.

Fuente: Estándar de instalación de puntales de madera con Jack Pot, CIA. Minera Poderosa.

2.8.16.2. Pernos Split Set (PSS)

El Split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro del taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante el proceso, la fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie extra del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

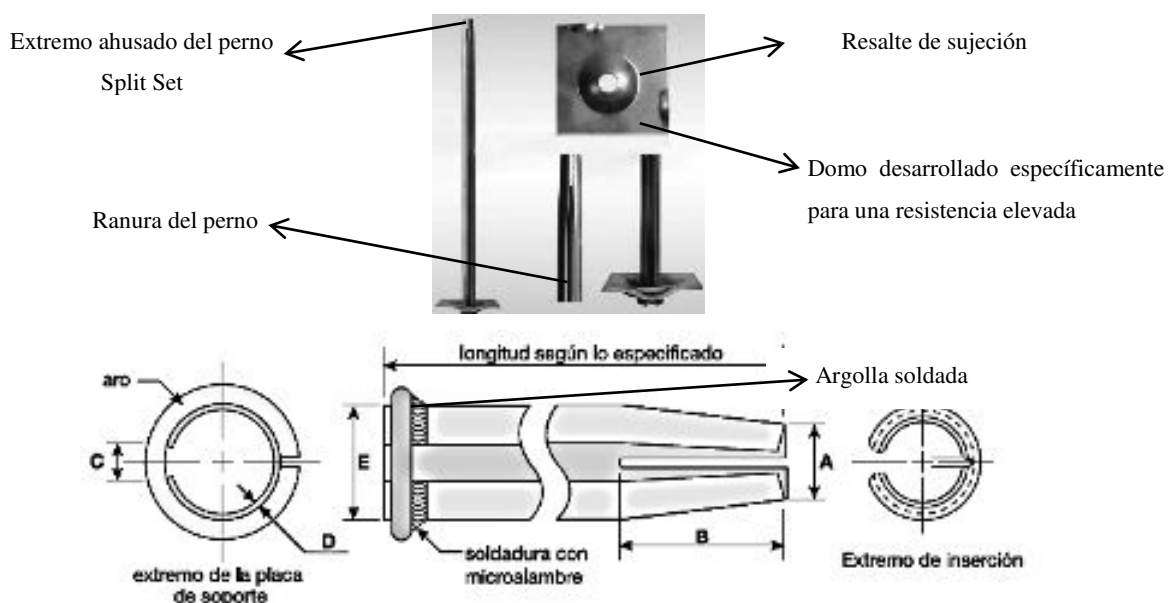


Figura 26: Detalle técnico de los pernos Split Set.

Fuente: www.dsigroundsupport.com

Tabla 42: Dimensiones nominales de los Pernos Split Set.

Dimensiones	FS-33	FS-39	FS-46
A: Diámetro del ahusado	1 1/8" (28 mm)	1 3/16" (30 mm)	1 1/2" (38 mm)
B: Longitud del ahusado	2 3/8" (60 mm)	2 1/2" (65 mm)	2 1/2" (65 mm)
C: Ancho de ranura	1/2" (13 mm)	5/8" (16 mm)	7/8" (22 mm)
D: Espesor de la lamina	3/32" (2.5 mm)	3/32" (2.5 mm)	1/8" (3 mm)
E: Diámetro del perno	1 5/16" (mm)	1 1/2" (39 mm)	1 13/16" (46 mm)

Fuente: www.dsigroundsupport.com

Tabla 43: Datos técnicos de los Pernos Split Set.

Variedades	FS-33	FS-39	FS-46
Diámetro de broca nominal recomendada	1 3/16" a 1 5/16" (31 a 33 mm)	1 3/8" a 1 1/2" (35 a 38 mm)	1 5/8" a 1 3/4" (41 a 45 mm)
Longitudes de pernos disponibles	3' a 8' (0,9 a 2,4 m)	3' a 10' (0,9 a 3 m)	3' a 12' (0,9 a 3,7 m)
Capacidad de ruptura nominal	24 000 lb (107 KN)	28 000 lb (124 KN)	40 000 (178 KN)
Capacidad de ruptura mínima	16 000 lb (71 KN)	20 000 lb (89 KN)	30 000 lb (133 KN)
Anclaje inicial recomendado	3 a 6 toneladas (27 a 53 KN)	3 a 6 toneladas (27 a 53 KN)	6 a 10 toneladas (53 a 89 KN)
Deformación axial máxima		Normal: 16 %	

Fuente: www.dsigroundsupport.com

El diámetro, longitud de los pernos Split set son variables, pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1,5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, longitud de anclaje y el tipo de roca.

2.8.16.2.1. Consideraciones importantes

- ✓ Los Split set son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular. En roca fracturada no es recomendable su uso.
- ✓ Su instalación es simple, solo se requiere una máquina perforadora en este caso Jack Leg, que proporciona la fuerza de empuje para inyectar el perno, creándose así un refuerzo inmediato.
- ✓ El diámetro del taladro es crucial para la eficiencia del perno, se recomienda, para Split set de 39 mm un taladro de 35 a 38 mm, ya que con diámetro mayor se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetro muy pequeño es muy difícil introducirlos, también están expuestos a la corrosión en presencia de agua, razón por la cual se instala con la ranura hacia abajo.
- ✓ Estos pernos trabajan correctamente en un macizo rocoso de $RMR > 45$, de no ser este el caso no habrá la suficiente fricción entre el perno y la roca y se producirá la caída de bloques de roca sola o conjuntamente con el perno.
- ✓ Resistencia a la compresión mínima de la roca intacta: 50 MPa.
- ✓ Dirección y buzamiento de familias de fracturas formadas planos, bloques y cuñas definidas de un ancho mínimo de 0.3 m. No trabaja en macizos rocosos altamente fracturadas.
- ✓ Tipo de roca (el Split Set, tiene desempeño favorable en rocas tipo II y III con $RMR > 50$, GSI: F/R, MF/R Y MF/P).

El espaciamiento y la dirección de los pernos se determinan de acuerdo al tipo de terreno, de tal forma que los bloques y cuñas potenciales sean sostenidos convenientemente, se puede tomar como punto de partida la siguiente forma empírica.

$$\text{Long perf tal} = \text{long equiv} + 1\text{pie} \quad \text{Ecuación 2.32}$$

$$\text{Emax} = \text{long equiv}/2 \quad \text{Ecuación 2.33}$$

$$\text{Emin} = 1\text{m}$$

$$\text{EFm} = \text{rango (1m a 1.5 m)}$$

$$\varnothing \text{ perf} = 36 \text{ mm para PSS de } 39 \text{ mm}$$

Dónde:

Long perf tal: longitud de perforación del taladro (m)

Long equiv: longitud equivalente (m)

Emax: Espaciamiento máximo de perno a perno (m)

E_{min}: Espaciamiento mínimo de perno a perno (m)

E_{Fm}: Espaciamiento por fila con malla (m)

∅ perf: Diámetro de perforación del taladro para la inyección del PSS (mm)

PSS: Pernos Split Set

2.8.16.2.2. Procedimiento de instalación del Perno Split Set puntual

- ✓ Usar pernos Split Set de roca de 39 mm de diámetro, con longitudes de 5 pies Ahusado en uno de los extremos.
- ✓ Usar platina de acero (placa de sujeción) de 15 cm x 15 cm y 5 mm de espesor, que será colocado sobre el anillo soldado en el mismo perno que sujeta la platina.
- ✓ Para perforar el taladro usar brocas de 36 mm de diámetro.
- ✓ Los pernos deben estar instalados perpendicular a las cajas (Discontinuidades) es decir en la familia de juntas o fracturas, y asegurar las cuñas presentes en el tajo.
- ✓ Percutar con una máquina perforadora Jack Let apoyado con un adaptador de pernos Split Set para su instalación.
- ✓ La instalación de los pernos se realiza en los puntos donde requiere.

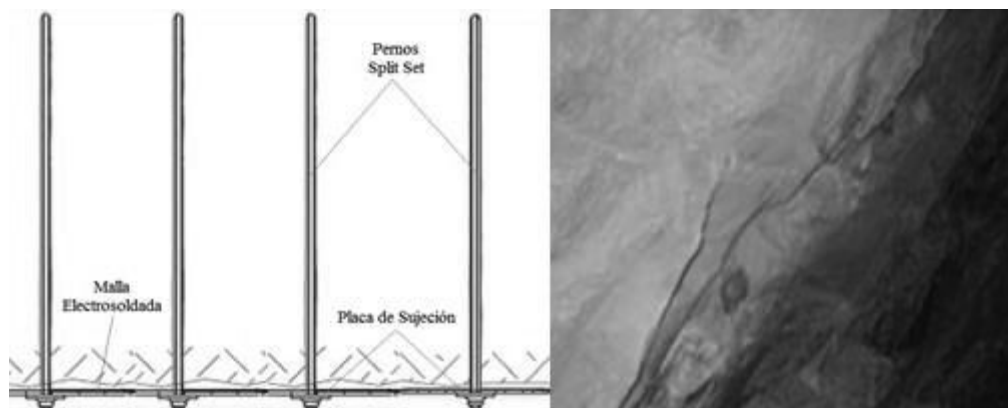


Figura 27: Instalación de los PSS.

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Poderosa S.A.

2.8.16.3. Malla electrosoldada

La malla minera o malla electrosoldada para sostenimiento se compone de barras lisas, laminadas en frío, longitudinales y transversales, que se cruzan en forma rectangular, estando las mismas soldadas en todas sus intersecciones. Electrosoldadas por fisión¹, es decir sin aporte de material en todos los puntos de encuentro.

¹ Soldadura por fisión eléctrica: Permite lograr uniones más sólidas y terminaciones de alta calidad, los cruces soldados a lo largo de las barras proporcionan un anclaje efectivo del concreto, el acero AT56-50H, permite reducir la sección debido a su alta resistencia, lo que hace que la malla electrosoldada sea fácil de instalar.

Gracias a su mayor resistencia, permite utilizar una menor cantidad de acero. A diferencia de los sistemas tradicionales, la malla electrosoldada llega lista para ser instaladas.

Tabla 44: Datos técnicos de malla electrosoldada.

Diámetro (mm)	Calibre (BWG)	Simbología	Dimensión (m)	Peso rollo (kg)
3.4	10	4x4 N° 10	2.02 x 25	73.7
3.4	10	4x4 N° 10	2.42 x 25	90
4.2	8	4x4 N° 8	2.02 x 25	112.3

Fuente: FORMIN mallas electrosoldadas.

Ventajas

- ✓ Uniones sólidas y terminaciones de calidad gracias a la soldadura por fusión eléctrica
- ✓ Adherencia efectiva del concreto lanzado, debido a las intersecciones soldadas a lo largo de las barras
- ✓ La malla electrosoldada de alambre corrugado, presenta una mayor adherencia con el concreto lazado.

Las mallas electrosoldadas se utilizan para evitar la caída bancos colgados en el área de trabajo, se usa en rocas intensamente fracturadas que se presentan en tajeos, en CIA Minera Poderosa, en especial en el TJ 5105-1 del Nv 1700, se usa en la intersección del TJ y la CH, así como en los puntos donde requiera colocar malla en el tajo. Donde se debe colocar obligatoriamente es en las cámaras de Winche.

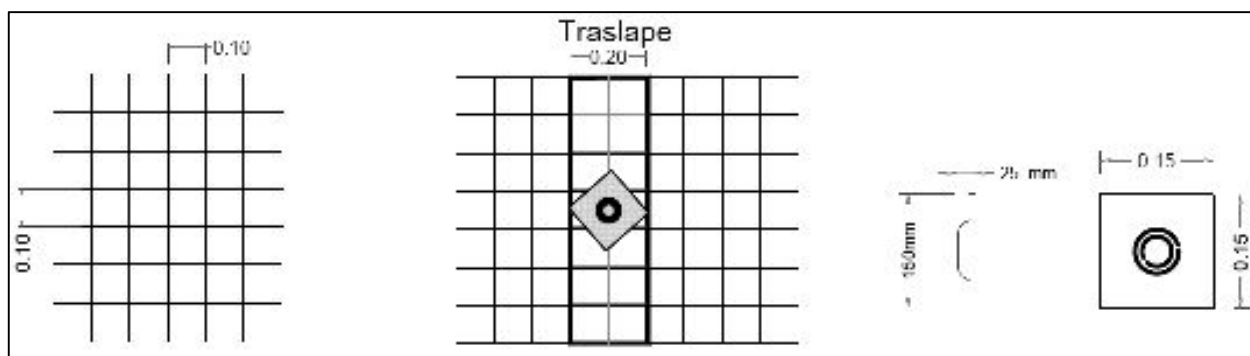


Figura 28: Dimensiones de malla, Traslape a considerar y dimensiones de la placa de sujeción.
Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Poderosa S.A.

2.8.17. Cálculo teórico de sostenimiento

a) Cantidad de puntales de madera con Jack Pot por corte (PJP/Cort.)

$$PJP/Cort. = \text{long Tj}/EPP$$

Ecuación 2.34

b) Número de guardias en que se sostiene el corte con puntales de madera con Jack Pot (guardias/PJP)

$$\text{guardias}/PJP = PJP \text{ Cort}/\text{Eff guardia}$$

Ecuación 2.35

Dónde:

LTj: longitud del tajo (m)

EPP: Espaciamiento de puntal a puntal (eje a eje) (m)

PJP: Cantidad de puntales con Jack Pot

Eff Gdia: eficiencia de instalación de puntales Jack Pot por guardia

c) Cantidad de pernos Split Set instalados por corte (NPSS/Cort)

$$NPSS/Cort = ((L - 1)/Esp. de pernos) - 1$$

Ecuación 2.36

2.8.18. Servicios auxiliares

2.8.18.1. Winche eléctrico

La limpieza del mineral roto en todos los tajeos de la mina el Tingo se realiza con Winche eléctrico de 15 HP de potencia, hacia las Chimeneas de extracción o los Ore Pass, donde posteriormente el personal de extracción descarga la carga a los carros mineros Gramby que son extraídos por locomotoras a Trolley a la CH Alimak N° 11 que descarga en Estrella. Finalmente, el personal de extracción de Estrella descarga en locomotoras a Trolley y carros Gramby a la CH Alimak 01, donde finalmente son descargados en Volquetes de 35 Ton de Capacidad y trasladados a la planta Marañón

El winche eléctrico consta de dos tamboras de arrollamiento, motor eléctrico, caja reductora, eje principal, palancas de control, cable de acero, poleas de arrastre o guías, sistema de frenos, tablero de arranque, sistema de embrague y rastrillo.



Figura 29: Winche eléctrico de 15 HP de potencia.

Fuente: Mantenimiento mecánico de CIA Minera Poderosa.

2.8.18.2. Cable de rastrillaje

Los cables son fabricados de alambre de acero, que sirve para realizar el jale de carga amarrado a la rastra, son colocados ordenadamente en la tambora, para desempeñar el trabajo se amarra en la polea, este cable se arrolla de un gran número de hilos de acero de alta resistencia (entre 130 y 180 kg/mm²). Estos cables se componen de núcleo o alma y cordones y torones, el tipo de cable utilizado es de Tipo Lang de ½” y 3/8” de diámetro.

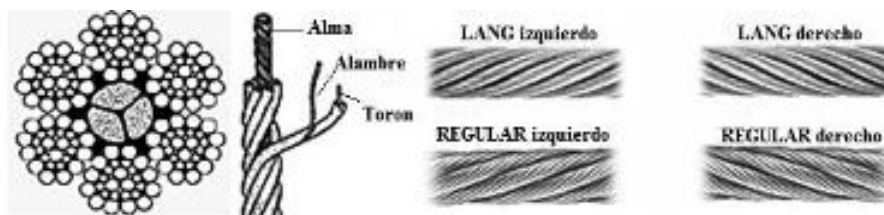


Figura 30: Cable metálico para el jale de Rastra.

Fuente: www.slideshare.com

Tabla 45: Dimensiones de cables de arrastre de acuerdo a la capacidad del motor.

Potencia del Motor		Cable de tracción o arrastre	Cable de retorno
1.5 a 5	HP	5/16"	1/4"
7 a 10	HP	7/16"	1/4"
10 a 15	HP	3/8"	5/16"
15 a 20	HP	3/8"	5/16"
20 a 25	HP	1/2"	3/8"
25 a 30	HP	1/2"	3/8"
30 a 40	HP	5/8"	1/2"
40 a 50	HP	5/8"	5/8"
50 a 100	HP	3/4"	3/4"
100 a 150	HP	7/8"	7/8"

Fuente: Mantenimiento Mecánico-Poderosa.

2.8.18.3. Polea

Es el complemento del Winche, que consta de una rueda acanalada que gira alrededor de un eje central por el que pasa el cable en cuyo extremo se encuentra la rastra y en la otra el winche o tambora, se adapta a un cáncamo que se perfora en el frente del tajo para su funcionamiento.



Figura 31: Polea para colgar los cables de rastrillaje.

Fuente: Mantenimiento mecánico CIA Minera Poderosa.

2.8.18.4. Tablero eléctrico.

Es de acero inoxidable IP66 y es el centro principal de toda la instalación eléctrica, consta de un interruptor termomagnético que protege al equipo frente a una variación de tensión en caso de producirse un corto circuito o cuando el equipo realice un sobre esfuerzo. También está implementado con un relé

térmico que responde rápidamente a cualquier corto circuito o subida repentina de corriente; a su vez cuenta con un relé de fase que frente a una pérdida de una línea se desconecta.



Figura 32: Tablero de encendido del winche eléctrico.

Fuente: Mantenimiento mecánico CIA Minera Poderosa.

2.8.18.5. Rastrillo

Accesorio que se usa para jalar el mineral o desmonte como relleno del tajo por medio del cable de acero en el canal de rastrillaje; consta de un orificio para el cable de retorno, orificio para el cable de tracción (jale), brazo, cantonera central, cantonera lateral (derecho izquierdo) y contra peso.



Figura 33: Rastra y Cámara de Winche.

Fuente: Mina Choloque, ESC 2

2.8.18.6. Cámara de winche eléctrico

De sección 2m x 2m x 3m de longitud, donde se instala el winche eléctrico de 15 HP, el área donde está el operador es enmallado en el techo, así como el equipo está sobre una base instalada de acuerdo al estándar indicado por CIA, la cámara se ejecuta a medida que el tajeo avanza en forma ascendente.

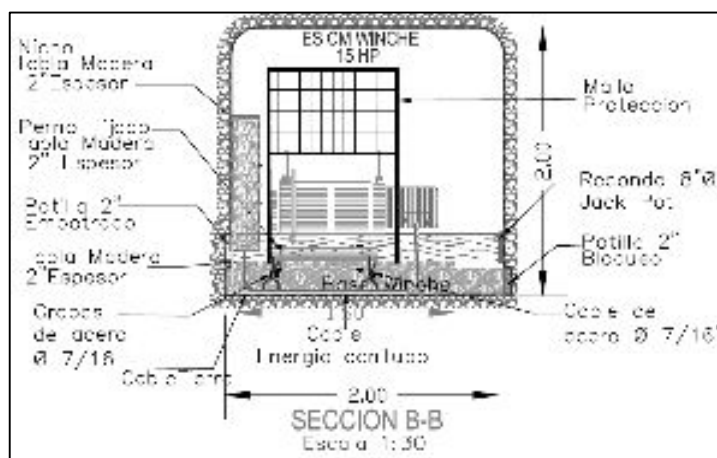


Figura 34: Diseño de ES CM para Winche eléctrico de 15 HP.

Fuente: Departamento de Planeamiento CIA Minera Poderosa-Marañón

2.8.18.7. Cálculos teóricos de limpieza del Tajo

a) Rendimiento de limpieza por hora (Rend /h)

$$\text{Rend/h} = C_w * C_s * P_e * F_{ll} \quad \text{Ecuación 2.37}$$

Donde:

C_w : Ciclo de trabajo (Viajes/h)

C_s : Capacidad de Scraper (m^3/viaje)

P_e : Peso específico suelto (TM/m^3)

F_{ll} : Factor de llenado (%)

b) Tiempo de limpieza por guardia (Limp /guardia)

$$\text{Limp/guardia} = \text{Rend/h} * \text{HET} \quad \text{Ecuación 2.38}$$

Donde:

HET: Horas de trabajo efectivo por guardia.

c) Número de guardias para limpieza de corte (Guardias /Cort)

$$\text{Guardias/Cort} = \text{TM/Cort} * \text{TM/guardia} \quad \text{Ecuación 2.39}$$

Donde:

TM /Cort: Toneladas métricas esponjadas por corte

TM /guardia: Toneladas métricas de limpieza por guardia

2.8.19. Relleno detrítico convencional

El tajo será relleno con material detrítico proveniente de las labores superiores tales como IN 5000, GL 5000, CH 14 Alimak, que reemplazará el mineral roto por material estéril, para que trabaje como sostenimiento y piso del tajo para el siguiente corte de mineral. El relleno permitirá continuar con el ciclo de minado de los siguientes cortes.

2.8.19.1. Cálculos teóricos de Relleno detrítico convencional

a) Número de guardias para rellenar el tajo (RD)

$$\text{RD} = T_{ch} + R_d + T_r \quad \text{Ecuación 2.40}$$

Donde:

T_{ch} : Tiempo de chuteo de relleno detrítico

R_d : Rastrillaje de Relleno detrítico

T_r : Tendido de Relleno detrítico en todo el corte

2.8.20. Levante de Buzón y Camino

El buzón y camino se levanta a medida que el tajeo avanza, se hace colocando puntales en línea de 8” y 10” de diámetro, bloqueados de caja a caja con patillas de 0,10 m de profundidad a una distancia de 1,50 m de eje a eje. En el lado del camino, se entabla de caja a caja bien hermetizado por un tema de seguridad desde la tolva hasta el echadero (Parrilla), para contener el relleno, se colocan puntales en línea del mismo diámetro a una distancia de 1,50 m de eje a eje y son entablados con rajados de madera con una luz 5 a 6 pulg de ancho, la parrilla está diseñada de rieles de 30 Lb/Yd que son colocados sobre puntales y clavadas para que no se suelten.

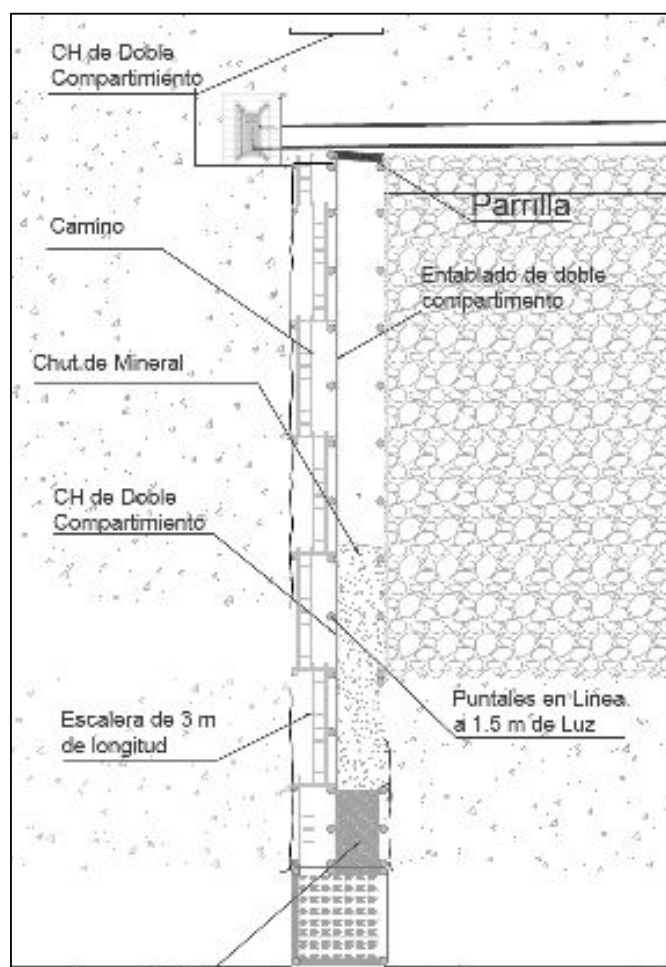


Figura 35: Buzón y camino CH de doble compartimiento.

Fuente: Diseño Propio.

2.8.20.1. Calculo teórico de levante de buzón y camino (LBC)

$$LBC = IM + IPM + E + IP$$

Ecuación 2.41

Donde:

LBC: Tiempo de levante de buzón y camino (h)

IM: Izaje de materiales (h)

IPM: Instalación de puntales de madera con patilla (h)

E: Enablado (h)

IP: Instalación de parrilla (h)

2.8.21. Rendimiento de corte por mes (N° cort /mes)

$N^{\circ} \text{ cort/mes} = \text{Dias trabajados por mes/dias por corte}$ Ecuación 2.42

2.8.22. Producción de mineral mensual (TM/mes)

$TM/\text{mes} = \text{Long perf} * l * A * Pe * Fe * Nc$ Ecuación 2.43

Donde:

TM/Mes: Producción de mineral por mes

l: longitud de corte (m)

A: Ancho de minado (m)

Pe: Peso específico del mineral (TM/m³)

Fe: Factor de esponjamiento (%)

N° cort/mes: Numero de cortes por mes (Unid)

2.8.23. Costo Directos (CD)

$CD = MO + AP + MP + EA + EPP + HM$ Ecuación 2.44

Donde:

CD: Costo directos (S/)

MO: Costo mano de obra (S/)

AP: Costo aceros de perforación (S/)

MP: Costo de máquina perforadora (S/)

EA: Costo explosivos y accesorios de voladura (S/)

EPP: Costo equipos de protección personal (S/)

HM: Costo herramientas y materiales (S/)

2.8.24. Tubería de agua y aire comprimido

Dentro de la gama de tuberías para aire y agua se tiene muchas variedades de fabricantes, de diámetros que van de 4 a 2 pulg de diámetro de aire y 2 a 1 pulg de diámetro en agua, son tuberías de alta resistencia a la presión y abrasión.

Procedimiento de instalación.

- ✓ Presentar la tubería de 4 pulg de Ø en el piso extendiendo en toda su longitud para su instalación y hacerlo entre 3 colaboradores.
- ✓ Cerrar la válvula principal y colocar la tarjeta de bloqueo.

- ✓ Abrir la válvula que se encuentra en la puntera del frente del trabajo, para desfogar, antes de iniciar el empalme.
- **Instalación usando soplete a gas (GLP)**
 - ✓ Verificar que no haya fuga de gas en el balón y en la manguera de la misma.
 - ✓ Cortar, con arco de sierra, los extremos de las tuberías a empalmar, para nivelar y alinear en el amarre.
 - ✓ Lavar y limpiar con trapo industrial los extremos cortados de la tubería.
 - ✓ Prender el encendedor y abrir la válvula del balón para que fluya el gas lentamente y producir la llama, luego controlar la intensidad del fuego con la válvula.
 - ✓ Calentar la tubería alrededor del diámetro, manteniendo el fuego uniforme para controlar la flexibilidad homogénea de la tubería.
 - ✓ Ensanchar con la varilla de fierro la punta calentada e introducir el niple.
 - ✓ Envolver con la faja de jebe ajustando para que se adhiera al niple y mantenerlo hasta que se enfríe. Lo mismo se hace con el otro extremo de la tubería hasta empalmar ambas puntas.
 - ✓ Amarrar con alambre N° 8 cada extremo empalmado, en forma independiente y se asegura con un templador de alambra para mantenerlos unidas (puente).
 - ✓ Abrir la válvula principal para expulsar (Sopletear) el detritus o suciedad, teniendo abierta la puntera.
 - ✓ Cerrar la válvula de la puntera para verificar que el empalme no tenga fugas.
 - ✓ Levantar la tubería y colocarlos en sus alcayatas.
 - ✓ Dejar el área de trabajo libre de obstáculos y residuos de tuberías.
- **Instalación usando la abrazadera con pernos.**
 - ✓ Lavar y limpiar con trapo industrial los extremos cortados de la tubería.
 - ✓ Presentar, unir y alinear los extremos de la tubería y colocar la abrazadera con sus respectivas empaquetaduras de jebe, ajustando con los pernos hasta que quede asegurado.
 - ✓ Abrir la válvula principal para expulsar (sopletear) el detritus o suciedad, teniendo abierta la puntera.
 - ✓ Cerrar la válvula de la puntera para verificar que el empalme no tenga fugas.
 - ✓ Levantar la tubería y colocar en sus alcayatas.

2.8.25. Ventilación de mina Choloque

El circuito de ventilación que se da a las labores de la mina Choloque funciona de la siguiente manera, el flujo de aire limpio se da por la Bocamina Choloque ingresando por la GL S del Nv 1800 hacia interior mina. En la misma galería a 1500m se instaló dos ventiladores de 20 000 CFM enseriados que jalan aire fresco a los niveles 1800, 1700 y una parte del nivel 1600, mediante mangas de ventilación de 30 pulg, 24 pulg y 18 pulg de diámetro. En la cortada (CR SE del nivel 1800 se instaló un ventilador de 5000 CFM para alimentar de aire fresco al IN 5000 y CR 5000, el aire que ingresa al TJ 5105-1 pasando por la GL NW Nv 1800 que ingresa por la CH 5105-1 hacia la labor piloto.

En el Nv 1600 se instaló un ventilador Extractor de 100 000 CFM que jala el aire viciado de los tres niveles y una parte de la mina Karola del Nv 1720 que expulsa todo ese aire por el RB 12 hacia superficie.

2.8.26. Método de explotación de corte y relleno ascendente convencional

Según el autor **Universidad Nacional del Altiplano** (1999), denomina también “Over Cut and Fill”, el método de explotación por corte y relleno ascendente se realiza en cortes horizontales comenzando desde el Sub Nivel base, a partir de la CH de echadero con perforación en Breasting en dirección a la CH de acceso, donde el mineral fragmentado es limpiado con Winche eléctrico de 15 HP de potencia que son instalados en la Cámara de winche (Pag. 150).

Para poder emplear este método de explotación es necesario que el buzamiento de la veta sea pronunciado en sentido ascendente, donde el mineral cae por gravedad al Sub nivel base de donde será limpiado por los wincheros. De acuerdo al procedimiento de explotación por corte y relleno ascendente la secuencia de minado es como sigue: Ventilación, desatado, sostenimiento, limpieza, perforación y voladura.

Luego de cada corte de mineral y una vez extraído completamente el mineral del tajo, este se rellena con material estéril (relleno detrítico) hasta tener una altura de perforación adecuada. El relleno cumple 2 funciones: proporcionar un nuevo piso para la perforación y de sostenimiento de labor

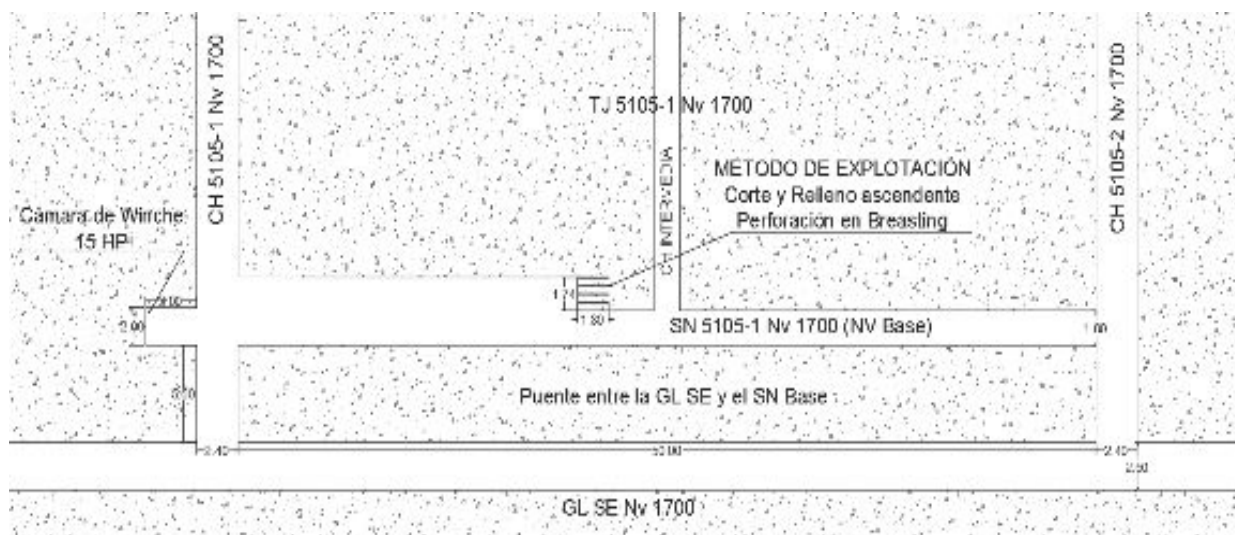


Figura 36: Método de explotación corte y relleno ascendente en Breasting.
Fuente: Propio del autor

2.8.26.1. Parámetros de diseño para Corte y Relleno Ascendente

- ✓ Buzamiento pronunciado
- ✓ La potencia puede ser moderado
- ✓ Mineral y roca encajonante medianamente competente a mala
- ✓ Cajas pueden ser irregulares y no competentes
- ✓ Mineral de buena ley

2.8.26.2. Ventajas y desventajas

Ventajas.

- ✓ La recuperación es cercana al 100%
- ✓ Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- ✓ Es un método seguro
- ✓ Puede alcanzar un alto grado de mecanización
- ✓ Se adecua a yacimientos con propiedades físicas mecánicas incompetentes

Desventajas

- ✓ Costo de explotación elevado
- ✓ Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno
- ✓ Consumo elevado de materiales de fortificación

2.8.26.3. Ciclo de minado

• Perforación y voladura

En este método se pueden perforar taladros, verticales e inclinados

- ✓ En el caso de taladros horizontales, generalmente se emplea en material suave para poder controlar el techo.
- ✓ En los taladros verticales se aplica en terrenos duros y con varios barrenos de 4 y 6 pies. La ventaja que poseen que deja suficiente lugar de trabajo al perforista asegurando una buena utilización del tiempo.
- ✓ Una solución intermedia consiste en la perforación inclinada ya que es mas ventajosa que la perforación vertical, pues el comportamiento que tiene que vencer es más fácil, disminuyendo consigo la pasadura trayendo consigo las ventajas ya vistas anteriormente.
- ✓ La voladura se realiza con Emulex 45% de 7/8”X7”, accesorios Carmex de 1.8 m, Mecha rápida.

• Limpieza de mineral

El mineral arrancado debe ser extraído totalmente y en forma regular del tajo.

- ✓ Con pala a mano: ya sea ranfleando directamente el mineral a los echaderos de evacuación al inicio de corte por falta de espacio para el rastrillaje.
- ✓ Con Winche eléctrico: consiste en jalar el mineral mediante el winche al chut (Ore Pass)

• Extracción de mineral

- ✓ La extracción se realiza desde la tolva de gruesos de mineral Ore Pass, donde se descarga el mineral a los carros mineros U-35 de capacidad de 1 TM por carro en el nivel 1700.
- ✓ La extracción continua en el nivel 1600 donde se descarga mineral a los carros mineros Gramby de 5 TM de capacidad.

- **Relleno**

El material de relleno está constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del tajeo (Relleno detrítico).

El relleno que se emplea en la Mina el Tingo es más barato, tanto en su obtención como en su abastecimiento.

2.8.26.4. Labores de desarrollo.

Labores que se desarrollan para ser posible la explotación de las estructuras mineralizadas que contiene el yacimiento, se debe construir accesos que puedan cortar la veta, estas labores están conformadas por: Rampas, Galerías, Chimeneas, Cortadas, Inclinaos, etc. Que permiten acceder al cuerpo mineralizado.

2.8.26.5. Labores de preparación

Labores que luego de haber cortado la veta, inicia la preparación del block de explotación mediante Chimeneas, subniveles, Galerías intermedias, Chimeneas intermedias, etc. que servirán de acceso, ventilación, extracción del mineral. De esta forma permitir explotar el mineral de los blocks.

2.8.26.6. Labores de producción

Son los diversos blocks preparados mediante labores de preparación, comúnmente llamados tajos (tajeos), lugar donde se inicia el minado para extraer el mineral que específicamente son denominados labores de producción.

Tabla 46: Parámetros de diseño para el método de explotación Corte y Relleno Ascendente (C&R)

1. Geometría del yacimiento	Aceptable	Óptimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia de veta	Cualquiera	>3 m
Buzamiento	>30°	>60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnicos y Geomecánicos	Aceptable	Óptimo
Resistencia (Techo)	>30 MPa	>50 MPa
Resistencia (Estructura mineralizada)	S/Profundidad	>50 MPa
Fracturación (Techo)	Alta-Media	Media-Baja
Fracturación (Estructura mineralizada)	Media-Baja	Baja
RMR	>40 MPa	>60 MPa
Campo tensional in-situ (Profundidad)	Cualquiera	<1000 m
Comportamiento tenso-deformacional	Elástico	Elástico
3. Aspectos Económicos	Aceptable	Óptimo
Valor unitario de mena	Media-Alto	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media-Baja	NA

2.9. Definición de términos

2.9.1. Burden

“Distancia del eje del taladro a la cara libre, también como la línea de menor resistencia de un medio rocoso a la cara libre, donde el explosivo desarrolla su máximo trabajo en lo que se refiere a voladura de rocas” (CMC, 2013 pág. 33).

2.9.2. Cara Libre

Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajaran libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia solo como ondas sísmicas (EXSA, 2001).

2.9.3. Chimenea

Una entrada vertical a una mina hecha hacia abajo desde la superficie. Excavación vertical o inclinada que desemboca directamente en la superficie y está destinada a la extracción del mineral, al descenso y al ascenso del mineral y los materiales. En la chimenea van canalizados los cables eléctricos, las tuberías de conducción de agua y aire comprimido; a través de la chimenea se efectúa la ventilación de todas las labores subterráneas (Sarmiento, 2014)

2.9.4. Dilución

Porcentaje de desmonte por material roto (Mineral más desmonte).

2.9.5. Espaciamiento

Es la distancia entre el eje de los taladros de una misma fila y es perpendicular al burden (CMC, 2013).

2.9.6. Galería

Túnel horizontal al interior de una mina subterránea. Se puede ejecutar en veta o en desmonte, sirve para delimitar los niveles de mina (Sarmiento, 2014).

2.9.7. Geomecánica

Es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación, esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos (Sánchez, y otros, 2006)

2.9.8. Incremento

Dar mayor extensión, número o materia a algo. También se utiliza este concepto para adelantar o mejorar conveniencias, empleos o riquezas. Este término se utiliza para todo lo que pueda hacerse más grande en cantidad o magnitud (**diccionario de la lengua española**).

2.9.9. Macizo Rocoso

Es el conjunto de la matriz rocosa y discontinuidad, presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisotrópico, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad que condicionan su comportamiento Geomecánico e hidráulico (Sánchez, y otros, 2006). Teniendo en cuenta el buzamiento y rumbo de la estructura.

2.9.10. Mina

Excavación que tiene como propósito la explotación económica de un yacimiento mineral, la cual puede ser a cielo abierto o subterráneo. Yacimiento mineral y conjunto de labores, instalaciones y equipos que permiten su explotación racional. El Código de Minas define mina como el yacimiento, formación o criadero de minerales o de materias fósiles, útiles y aprovechables económicamente, ya se encuentre en el suelo o el subsuelo (Sarmiento, 2014).

2.9.11. Nivel

Ubicación de las labores de operaciones mina, con respecto a la altitud, (m.s.n.m.).

2.9.12. Perforación

Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes (EXSA, 2001 pág. 73).

Crear un hueco en la roca mediante rotación y percusión (CMC, 2013 pág. 33).

2.9.13. Perforación Convencional

De acuerdo al autor López, y otros (1994), Sistema de perforación convencional conocido como perforación manual, es el sistema de perforación más clásico (perforación neumática), percusión – rotación, utilizando por lo general en obras de pequeña escala debido principalmente a la facilidad en la instalación de la máquina perforadora y a los requerimientos mínimos de energía para su funcionamiento (energía neumática).

2.9.14. Producción

Es un proceso complejo, requiere de distintos factores que pueden dividirse en tres grandes grupos, a saber, materia prima, capital y el trabajo (Flores, 2007 pág. 137)

2.9.15. Relleno

Se define como el material que sustituye al mineral arrancado en los métodos de explotación, principalmente en los métodos de Corte y Relleno, está constituido por una variada granulometría, el material debe ser de fácil adquisición (Costo, Disponibilidad y cercanía) (Arpi, 2010).

2.9.16. Relleno Detrítico

Se llama relleno detrítico o rocoso al material generalmente procedente de las labores mineras subterráneas excavadas en terreno estéril, se utiliza para rellenar los espacios vacíos producto de la extracción del mineral económico de los tajos y así evitar las caídas del techo para contar con un piso de trabajo apropiada (Arpi, 2010)

2.9.17. Subnivel

Nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales. Nivel intermedio elaborado a una corta distancia por encima o debajo de un nivel principal, con el objeto de facilitar la extracción de una cámara de explotación (Sarmiento, 2014).

2.9.18. Sobrerotura

Sobre excavación del macizo rocoso que no cumple con las dimensiones planificadas de rotura en el tajo.

2.9.19. Sostenimiento

El sostenimiento es muy importante porque resuelve el problema de la estructura de la masa rocosa y de los esfuerzos, controlando el movimiento y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación (Energía, 2004).

2.9.20. Tajo

Son labores donde se realiza la explotación del mineral, está compuesta por uno o más blocks, que son áreas cubicadas y que pueden ser explotados en forma simultánea o secuencial (CMC, 2013)

2.9.21. Voladura

Ignición de una carga masiva de explosivos. El proceso de voladura comprende el carguío de los taladros hechos en la etapa de perforación, con una sustancia explosiva, que al entrar en acción origina una onda de choque y mediante una reacción, libera gases a una alta presión y temperatura de una forma substancialmente instantánea, para arrancar, fracturar o remover una cantidad de material según los parámetros de diseño de la voladura misma (Sarmiento, 2014).

Crear un espacio abierto con algún tipo de explosivo (CMC, 2013)

2.9.22. Voladura masiva

Tiene como propósito fundamental maximizar la energía liberada por el explosivo para fragmentar lo mejor posible una gran cantidad de estructura mineralizada, mientras que, por el lado contrario, el deseo es a su vez minimizar la energía del mismo hacia la otra parte del macizo rocoso (remanente) para producir el menor daño posible (EXSA, 2001).

CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO

3.1. Definición de variables

Variable independiente: Perforación y voladura en realce.

Variable dependiente: Incremento de producción.

3.2. Operacionalización de variables

Tabla 47: Valoración de tipos de variables

Tipos de variables	Dimensiones	Indicadores	Índice
Variable independiente Perforación y voladura en realce.	1.1. Geomecánica	Q, RMR, Q, GSI	Tipo de roca
	1.2. Diseño de malla	B, E	m
	1.3. Perforación	Long perf, V perf, Eff perf	m, m/s, %
	1.4. voladura	Consumo exp, Fp, Eff vol.	Kg, kg/TM, %
Variable dependiente Incremento de producción.	2.1. Estructura mineralizada	Pv, Longitud veta, Buzamiento veta	m, m, (°)
	2.2. Dimensiones del block	Largo por ancho	m

Fuente: Propio del autor

3.3. Hipótesis de la investigación

3.3.1. Hipótesis General

Se incrementará la producción de mineral aplicando la Perforación y Voladura en Realce, Veta Choloque Nivel 1700 Tajo 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A. 2018.

3.3.2. Hipótesis Específicos

- ✓ Se incrementará la producción de mineral aplicando la perforación y voladura en realce con taladros acumulados, Veta Choloque nivel 1700 Tajo 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A. 2016.
- ✓ Los parámetros perforación determinados bajo los criterios geomecánicos incrementará producción de mineral, aplicando la perforación y voladura en realce, Veta Choloque nivel 1700 Tajo 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A. 2016.
- ✓ El diseño de voladura determinado incrementará la producción de mineral, aplicando la perforación y voladura en realce, Veta Choloque nivel 1700 Tajo 5105-1 Mina el Tingo C.I.A. Minera Poderosa S.A. 2016.

3.4. Tipo y diseño de la investigación

El presente trabajo de investigación es de tipo descriptivo correlacional y aplicativa en el que se propone determinar el efecto de una causa.

Los principales métodos que se utilizaron en la investigación fueron: Análisis, comparación, observación en campo y medición.

Para el diseño de la investigación, emplearemos una investigación por objetivos de acuerdo al siguiente esquema.

$$OG \left\{ \begin{array}{l} O_{e1} \dots \dots \dots C_{f1} \\ O_{e2} \dots \dots \dots C_{f2} \\ O_{e3} \dots \dots \dots C_{f3} \end{array} \right\} CF$$

Dónde:

OG: objetivo general

Oe: objetivo específico

Cp: conclusión parcial

CF: conclusión final

3.5. Población y Muestra

3.5.1. Población

La investigación se realizará en la Mina el Tingo veta Choloque en los niveles 1600, 1700 y 1800 donde el método de explotación es corte y relleno ascendente, con relleno detrítico.

Ubicación espacio temporal.

- ✓ veta: Choloque



- ✓ Tj 5105-1
- ✓ nivel: 1700
- ✓ Mina: el Tingo
- ✓ Unidad de producción: Marañón
- ✓ Empresa: Compañía Minera Poderosa S.A.
- ✓ Datos recolectados: comprendido entre los años 2016-2017.

3.5.2. Muestra

3.5.2.1. Técnicas de muestreo

Técnica de muestreo que se emplea es por determinación y según el juicio del experto.

3.5.2.2. Tamaño y cálculo de muestreo

La muestra es el Tj 5105-1 del nivel 1700 de la zona norte de la mina el Tingo veta Choloque, que está a cargo de Minera Tauro S.A.C.

3.6. Procedimiento de la investigación

Primero: Se realizó el análisis de él porque el incumplimiento de programa de producción, valorizaciones y otros, análisis del método de explotación actual y que otro método podría remplazar de manera eficaz y así cumplir con lo programado por mina.

Segundo: Se identificó el nuevo método y se diseñó un plan de minado con el nuevo método de perforación y voladura en realce con taladros acumulados. Bajo procedimientos y estándares que se van a diseñar de manera simultánea con la aplicación del nuevo método.

Tercero: Se realizó un análisis de resultados obtenidos, verificando la producción y eficiencia, siempre realizando comparativos con el método anterior

3.6.1. Procesamiento y análisis de datos

- ✓ Se realizó el mapeo Geomecánico del macizo rocoso por cada disparo que se realice para determinar el tipo de roca y tipo de sostenimiento a emplear.
- ✓ Se proceso los datos de manera ordenada mediante tablas estadísticas.
- ✓ Se obtuvo un nuevo diseño de malla de perforación reajustada de acuerdo a la potencia de veta obtenida en el tajo.
- ✓ Se realizó el cálculo del número de taladros por corte, consumo de explosivo, accesorios de voladura y factor de potencia.
- ✓ Para el análisis y cálculo de resultados se utilizó computadoras, laptops personales y formatos de apuntes.
- ✓ Software especializado para los cálculos y procesamiento de datos.

3.7. Materiales de investigación

Se tiene:

- ✓ Planos topográficos
- ✓ Planos geomecánicos
- ✓ Incumplimiento de programas del mes
- ✓ Índices de productividad
- ✓ Mineral
- ✓ Tonelaje
- ✓ Perforación y voladura en realce con taladros acumulados.

3.7.1. Instrumentos de la investigación

Se tiene:

- ✓ Cartilla geomecánica proporcionado por CIA Minera Poderosa S.A.
- ✓ Plano geomecánico del Tj 5105-1 Nv 1700 proporcionado por el departamento de geomecánica.
- ✓ Estándares del método de explotación corte y relleno ascendente.
- ✓ Programa de producción mensual proporcionado por Planeamiento Mina.
- ✓ Formato SIG de MITASAC para la trinorma.
- ✓ Formatos de llenado de datos de campo.
- ✓ Materiales y equipos necesarios para el procesamiento de datos en gabinete.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Descripción de resultados

4.1.1. Clasificación geomecánica de la veta Choloque

Conjuntamente con el departamento de Geomecánica de Compañía Minera Poderosa, se realiza el estudio Geomecánico de los tajos: Tj 5105-1 Nv 1700, Tj 5205-1 Nv 1600, Tj 3505-1 Nv 1800, IN 5000 Nv 1800, GL NW Nv 1800, CH 5105 Nv 1700 y GL SE Nv 1700, de la mina el Tingo, utilizando como mínimo tres métodos de mapeo Geomecánico (RMR, Q y GSI) para poder determinar la calidad del macizo rocoso en toda la zona y tipo de sostenimiento a emplear poniendo mayor énfasis en el Tajo piloto.

4.1.1.1. Determinación del RQD (índice de calidad de la roca) del TJ 5105-1

Para determinar el RQD se utiliza la ecuación empírica propuesto por Priest & Huston (1976), a partir de la cantidad de fisuras y/o fracturas en un metro lineal, a partir de las ecuaciones 2.3 y 2.4 se tiene.

$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{ de Fisuras}}{\text{Metro Lineal}} = \frac{12}{1} = 12$$

λ : 12 fracturas

e : 2.748

$$\text{RQD} = 100 * 2.718^{(-0.1(12))}(0.1(12) + 1) = 100 * 2.718^{-1.2}(0.1 * 12 + 1)$$

$$\text{RQD} = 66.271 \% \text{ Que equivale a RQD} = 66\%$$



Obteniéndose valor de RQD (66%), los valores del índice de calidad de roca en la Mina el Tingo, varía de 25% a 100%, siendo los valores más bajos en las zonas de falla y más altos en las cajas de roca granodiorítico.

Otra de las ecuaciones empleadas para determinar el RQD es. Ecuación 2.2 donde se tiene.

$$RQD = 115 - 3.3 (12) = 75.4\% \text{ Que equivale un RQD} = 75\%$$

Que de acuerdo al (tabla 12) de valoraciones es un tipo de roca **Regular**.

Tabla 48: Resultado de valoración de RQD Tj 5105-1 Nv 1700.

RQD %	Calidad de la roca
50 - 75	Regular

Fuente: Propio del autor.

4.1.1.2. Determinación del RMR (Bieniawski-1989) del Tj 5105-1

Para la clasificación del RMR de Bieniawski, se utilizará la edición actual de (1989), para determinar la calidad del macizo rocoso en base a seis parámetros obtenidos en el mapeo geomecánico realizados en el Tj 5105-1 Nv 1700 que se muestra en la tabla 14 donde se tiene estos resultados.

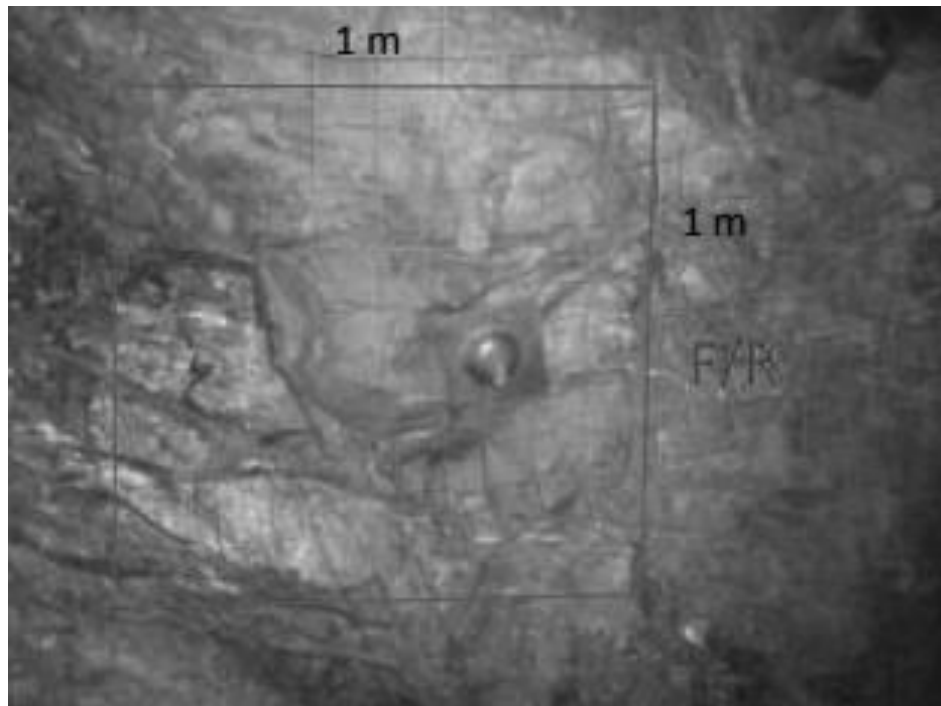


Figura 37: Mapeo geomecánico In-Situ Tj 5105-1 Nv 1700

Fuente: Propio del autor

Tabla 49: Tabla de valoración del RMR de Bieniawski del TJ 5105-1 Nv 1700.

MAPEO GEOMECANICO RMR				Nivel	1700		Labor: TJ 5105-1											
MAPEO LINEAL						Fecha: 15/07/2016												
Registro N° 01				1		Litología: Granodiorita		Hecho por: Julio Cesar Escalante Alvarez										
				Observaciones: El mapeo geomecanico Set 1 se realiza al ingreso del tajo CH 5105, los demas Set en el tajo piloto. Ala 01y Ala 02				CLASIFICACION DEL MACRO		# Factid	RCD							
N°	Tipos de Discontinuidad	D. Diaclasas, F. Falls	RIP (NIP/AMPLITUD)	DIP DIR (AZIMUT)	σc	RCD	Espaciamiento entre Discontinuidad	CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	RMR	DESCRIPCION	# Factid	RCD
								Resistencia a la Compresión	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno						
					15 12 7 4 3	20 17 13 6 3	20 15 10 6 5	0 4 2 1 0	5 5 4 1 0	0 0 3 1 0	0 3 1 0	4 2 1 0	6 5 3 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -6 -10 -12			
					1-> > 250 Mpa 2-> 100-200 Mpa 3-> 50-100 Mpa 4-> 25-50 Mpa 5-> < 25 Mpa	1-> 100-100% 2-> 75-90% 3-> 50-75% 4-> 25-50% 5-> < 25%	1-> > 2 m 2-> 0.8-2 m 3-> 200-500 mm 4-> 50-200 mm 5-> < 50 mm	1-> < 1m 2-> 1-3 m 3-> 3-10 m 4-> 10-20 m 5-> > 20 m	1-> Cerrada 0 2-> Muy Angosta < 0.1 mm 3-> Angosta 0.1 - 1.0 mm 4-> Abierta 1.0 - 5.0 mm 5-> Muy abierta > 5.0 mm	1-> Muy rugoso 2-> Rugoso 3-> Ligeramente rugosa 4-> Lisa 5-> Muy lisa	1-> Ninguna 2-> Hielo duro < 5mm 3-> Relleno duro > 5mm 4-> Relleno blando < 5mm 5-> Relleno blando > 5mm	1-> No meteorizada 2-> Ligeramente 3-> Moderadamente 4-> Altamente meteorizada 5-> Descompuesta	1-> Completamente seco 2-> 1 l/medo 3-> Mojado 4-> Gotero 5-> Flujo	1-> Muy favorable 2-> Favorable 3-> Regular 4-> Desfavorable 5-> Muy desfavorable				
1	D	67°	228°	7	17	15	4	4	5	1	3	4	-12	48	Set 1, CH 5105	11	70	
2	D	65°	226°	7	13	10	4	4	5	1	5	10	-12	47	Ala 01	12	66	
3	D	66°	227°	7	13	10	4	5	5	1	5	10	-12	48	Ala 01	13	63	
4	D	68°	230°	7	13	15	4	4	5	1	5	7	-12	49	Ala 02	14	59	
5	D	67°	227°	7	13	10	4	5	5	1	5	10	-12	48	Ala 02	15	56	
															OBSERVACIONES	16	53	

Fuente: Departamento de Geomecánica de CIA Minera Poderosa S.A.



De acuerdo al mapeo geomecánico de RMR (Mapeo Lineal) se obtiene una valoración de **48** en promedio, llevando al rango de valoración, del mismo se tiene que es una roca de tipo **III Regular-B**.

PARAMETROS GEOMECÁNICOS			
CALIDAD		RMR	DESCRIPCIÓN
A		81 - 100	I Muy Buena
B		61 - 80	II Buena
C		41 - 60	III Regular
D		21 - 40	IV Mala
E		< 20	V Muy Mala







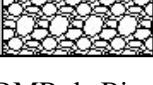
TIPO DE ROCA		RMR	DESCRIPCIÓN	FIGURA
TIPO	COLOR	BIENIAWSKI	DE LA ROCA	RELACIONADA
II	I-A	71 - 80	BUENA "A"	
	II-B	61 - 70	BUENA "B"	
III	III-A	51 - 60	REGULAR "A"	
	III-B	41 - 50	REGULAR "B"	
IV	IV-A	31 - 40	MALA "A"	
	IV-B	21 - 30	MALA "B"	
V	V-A	0 - 20	MUY MALA	

Figura 38: Valoración de la calidad de roca, RMR de Bieniawski
Fuente: Departamento de Geomecánica CIA Minera Poderosa S.A.

Finalmente se obtiene una valoración de **Tipo III regular**, con su color característico cuya descripción será **Regular "B"** (figura 39).

Del mismo modo se determina la dirección y azimut de la estructura principal, que será tomada con una discontinuidad mayor (estructura mineralizada), para determinar el grado de concentración de densidades en el TJ 5105-1 del Nv 1700. Apoyado con el Software Dips V.6.0 (figura 40).

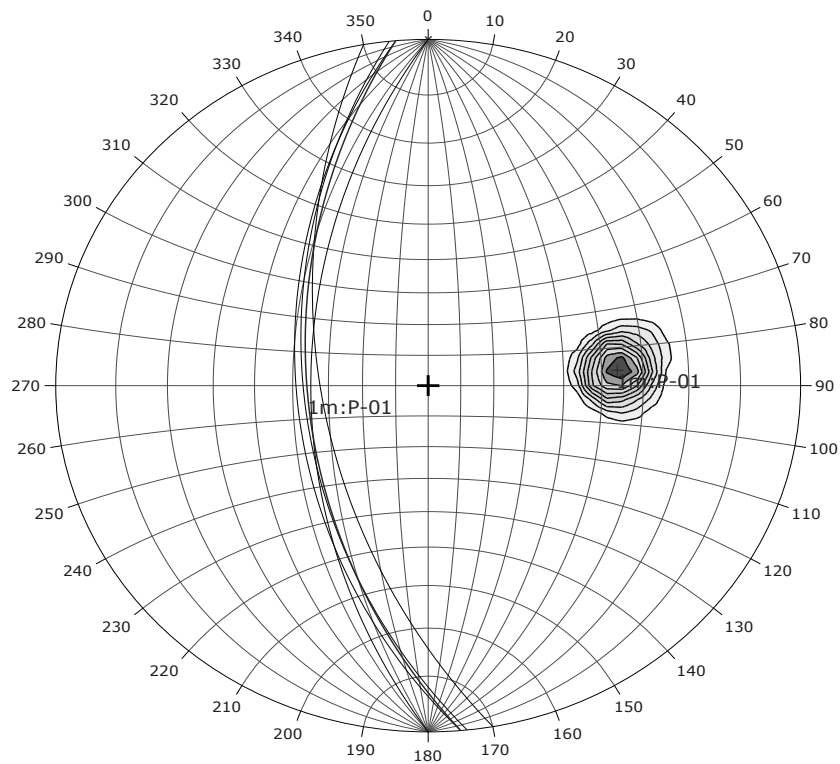


Figura 39: Representación gráfica del grado de densidad de la discontinuidad Software Dips.

Fuente: Propio del Autor: Se obtuvo una concentración de set marcada dentro del tajo.

4.1.1.3. Determinación de Q de Barton

Este sistema permite determinar la calidad del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento que se empleara en el Tj 5105-1 Nv 1700, para tal caso se evaluó seis parámetros en la misma labor.

De acuerdo al mapeo realizado en un tramo de 1m lineal del TJ 5105-1 Nv 1700 se encontró las siguientes características (**tablas 17, 18, 19, 20 y 21**) se obtiene los siguientes datos.

- ✓ Discontinuidades /m² Jv = 12
- ✓ Un sistema principal y uno secundario Jn = 3
- ✓ Las paredes son rugosas e irregulares, planares Jr = 1,5
- ✓ Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta 5 mm de espesor) de material arcilloso compacto Ja = 6 (hay contacto entre las cajas y la estructura mineralizada)
- ✓ Secas con presencia de humedad en las intersecciones con la Chimenea y el Tj 5105-1 Jw = 1
- ✓ Las tensiones son moderadas por ende las tensiones son favorables para mantener el tajeo sin sostener durante un tiempo. SRF = 1

$$RQD = 66\%$$

De este modo se obtiene un valor de Q de la ecuación 2.5.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} = \frac{66}{3} * \frac{1,5}{6} * \frac{1}{1} = 5,5$$

De acuerdo a la (tabla 22) de Q de Barton, corresponde a un tipo de roca **Regular** ya que el valor de Q es de **5,5** y está dentro del rango de valoración de (4 – 10)

Tabla 50: valoración del Q de Barton.

Tipo de Roca	Valor de Q
Regular	4 – 10

Fuente: Propio del Autor.

4.1.1.4. Determinación del índice de resistencia geológica (GSI)

4.1.1.4.1. Mapeo Geomecánico

a) Influencia de los esfuerzos in-situ.

Los esfuerzos verticales y horizontales que se producen en la profundidad en la que se ubica el Tj 5105-1 Nv 1700 se determina de acuerdo a la relación matemática de (Hoek y Brown 1978), y en base a la ecuación 2.8.

$$\frac{100}{Z} + 0.3 \leq K \leq \frac{1500}{Z} + 0,5$$

$$K = \sigma_h / \sigma_v$$

Donde:

σ_h : Esfuerzo horizontal (kgf/cm²)

σ_v : Esfuerzo vertical (kgf/cm²)

Z: Profundidad de ubicación de labor respecto a la superficie (m)

Para el caso del tajo, la sección de la excavación máxima abierta será 3,8 m altura de corte, 50 m de longitud de corte y se encuentra a 1200 m de profundidad, por lo tanto, la máxima concentración de esfuerzos que ocurrirá alrededor del tajo será.

$$\frac{100}{1200} + 0.3 \leq K \leq \frac{1500}{1200} + 0,5$$

$$0,38 \leq K \leq 1,75$$

$$0,38 \leq K \leq 1,75$$

Por ende, los casos a representarse será K = 0,38; K = 1; K = 1,75

❖ Esfuerzo Vertical (σ_v)

$$\sigma_v = \rho * Z$$

Ecuación 4.1

donde:

ρ : Densidad de la roca (kg/m³)

Z: Altura de labor a superficie superior (m)

De la ecuación 4.1 se obtiene.

$$\sigma_v = 2700 \text{ kg/m}^3 * 1200\text{m} = 324 \text{ kgf/cm}^2: \quad (31,77 \text{ MPa})$$

❖ Esfuerzo horizontal (σ_h)

$$\sigma_h = K * \sigma_v$$

Ecuación 4.2

Para K = 0,38:

de la ecuación 4.2 se obtiene.

$$\sigma_h = 0,38 * 324 \text{ kgf/cm}^2 = 123,12 \text{ kgf/cm}^2; \quad (12,07 \text{ MPa})$$

❖ Esfuerzo máximo (σ_m)

$$\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$\sigma_m \text{ techo} = 3 * 123,12 \text{ kgf/cm}^2 - 324 \text{ kgf/cm}^2 = 45,36 \text{ kgf/cm}^2; \quad (83,25 \text{ MPa})$$

$$\sigma_m \text{ cajas} = 3 * \sigma_v - \sigma_h = 3 * 324 \text{ kgf/cm}^2 - 123,12 \text{ kgf/cm}^2 = 926,64 \text{ kgf/cm}^2$$

Se tiene como resultado:

✓ Esfuerzo de compresión techo del tajo = 45,36 kgf/cm²

✓ Esfuerzo de compresión cajas = 926,64 kgf/cm²

Para K = 1:

$$\sigma_h = 1 * 324 \text{ kgf/cm}^2 = 324 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\sigma_v = 324 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\sigma_v = \sigma_h$$

Los esfuerzos máximos como en el techo y cajas del tajo serán iguales por el valor del factor K.

Para K = 1,75:

$$\sigma_h = 1,75 * 324 \text{ kgf/cm}^2 = 567 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\sigma_v = 324 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$\sigma_m = 3 * 567 \text{ kgf/cm}^2 - 324 \text{ kgf/cm}^2 = 1377 \text{ kgf/cm}^2$$

$$= 3 * 324 \text{ kgf/cm}^2 - 567 \text{ kgf/cm}^2 = 405 \text{ kgf/cm}^2$$

Se tiene como resultado:

✓ Esfuerzo de compresión en el techo del tajo = 1377 kgf/cm²

✓ Esfuerzo de compresión en las cajas del tajo = 405 kgf/cm²

Como la resistencia de las cajas para el caso de la roca semidura es 1000 kgf/cm² < que el esfuerzo máximo compresivo, la abertura es algo estable para el caso del tajo.

b) Calculo Geomecánico para determinar la máxima abertura

Siendo el tajo, una labor temporal (tabla 24) el valor de:

ESR: 5

Q: 5,5

Máximo abierto (sin sostenimiento) = 2ESR * Q^{0,4}

Ecuación 4.3

De la ecuación 4.3 se obtiene.

$$\text{Máximo abierto (sin sostenimiento)} = 2 * 5 * 5,5^{0,4}$$

$$\text{Máxima abertura} = 19,78 \text{ m}$$

Realizando una interpolación de datos en la (figura 41), teniendo calidad de roca regular, se recomienda sostener con pernos sistemáticos más Shotcrete, esta situación se da en labores permanentes. Ya que se trabaja en labores temporales y con relleno detrítico esta recomendación cambia al sostenimiento con pernos Split Set puntuales o puntales de madera con Jack Pot y puntales de madera sin Jack Pot con patillas en ambas cajas (donde se requiera sostener).

En las intersecciones del Tajo con las Chimeneas del block se colocan puntales sistemáticos a 1,30 m de luz, y cuando se sostiene con pernos Split Set también de forma sistemática a 1,60 m de luz más malla electrosoldada, cuando ya no se puede controlar la presión se coloca un encamado de puntales en línea y tablas bien bloqueadas.

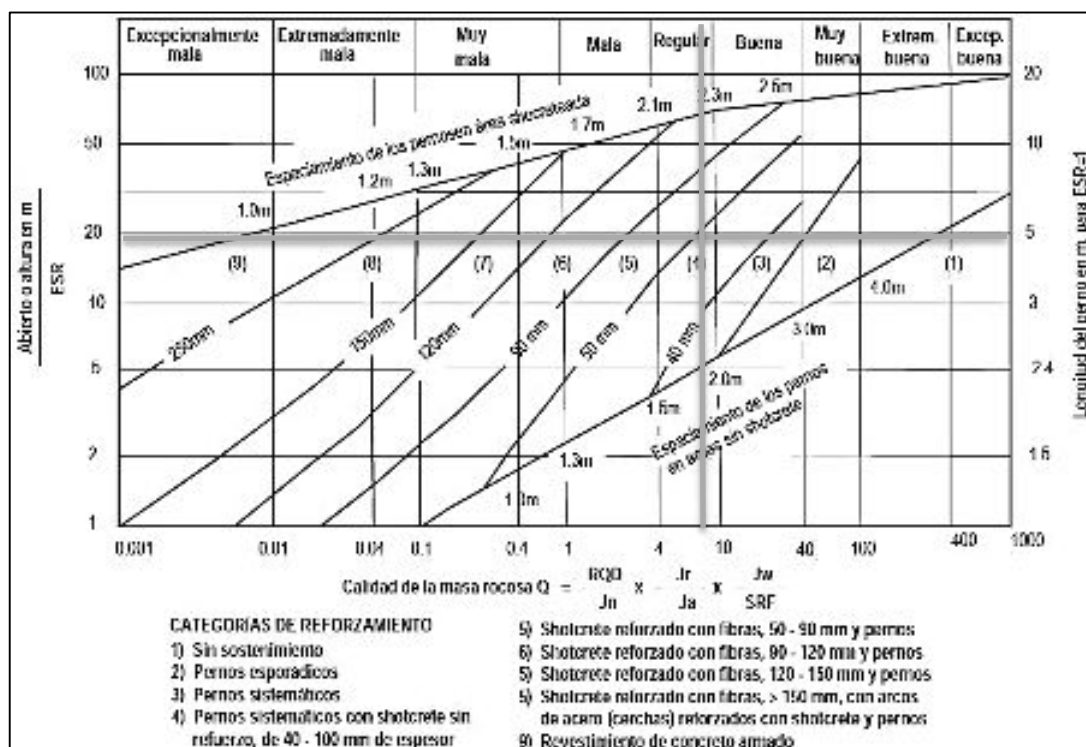


Figura 40: Determinación del tipo de sostenimiento.

Fuente: Departamento de Geomecánica CIA Minera Poderosa S.A.

c) Determinación de tiempo de autoaporte (TAS) ZT Bieniawski

El tiempo de auto soporte está en función al RMR y el ancho máximo de excavación (SPAN); el tipo de roca presente en la Mina el Tingo es Granodiorita como cajas donde el:

RMR: 48

Altura de corte: 3,8 m.

Se interpola los datos en la (figura 42), obteniéndose así el tiempo de autoaporte de 4 días

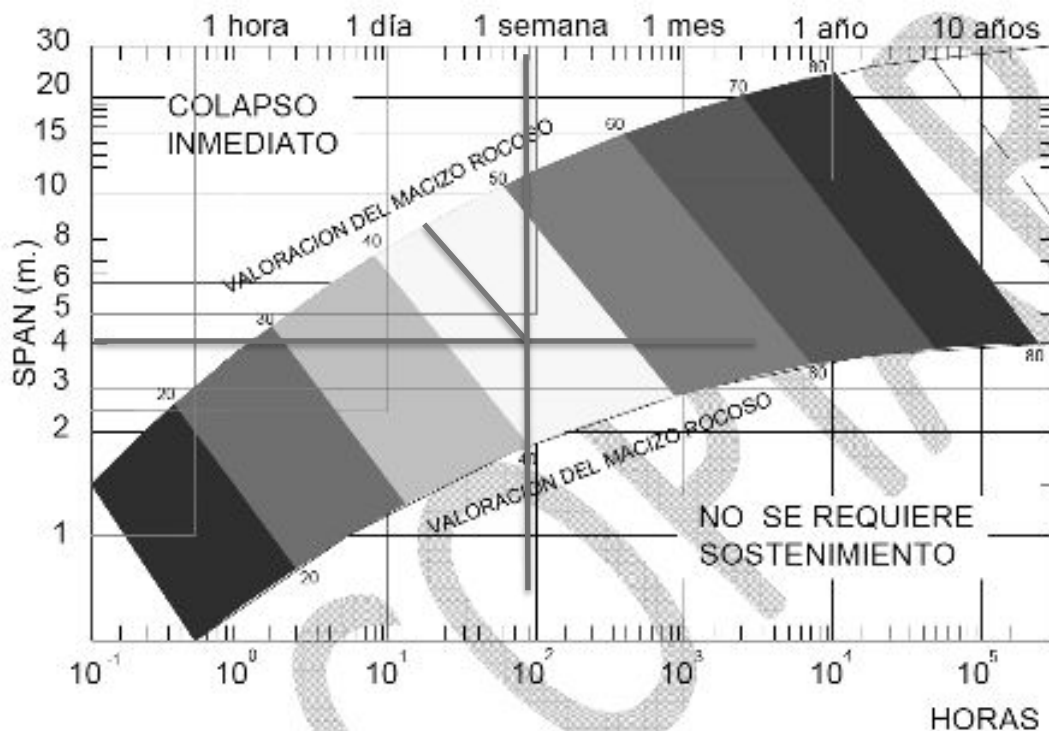


Figura 41: Tiempo de Autoaporte según el sistema RMR y SPAN.

Fuente: Departamento de Geomecánica CIA Minera Poderosa.

Por consiguiente, se obtiene el siguiente resultado de Autoaporte para el tajo.

Tabla 51: Resultados de tiempo de autoaporte.

ESR	Max. Abertura (m)	GSI	RMR	Tiempo de Auto-Soporte	
				Horas	Días
5	19,78	43	48	100	4,17

Fuente: Cálculos propios

El valor del GSI se obtiene a partir de la relación $GSI = RMR - 5$ ya que las cajas son competentes con $GSI > 25$; puede ser relacionado con la clasificación geomecánica de Rock Mass Rating (RMR).

d) Elección de sostenimiento mediante el mapeo Geomecánico del GSI.

El GSI considera dos parámetros:

- ✓ Condición estructural de la masa rocosa
- ✓ Condición superficial de la misma

Para tal caso se utiliza la tabla Geomecánica del departamento de Geomecánica de Compañía Minera Poderosa.

Antes de cualquier actividad en minería subterránea se debe realizar las siguientes actividades preliminares.

- ✓ Ventilación del tajo después de la voladura
- ✓ Verificar el área de trabajo y registrar en el IPERC continuo
- ✓ Desatado de rocas (bancos colgados) producto del disparo
- ✓ Elección del sostenimiento mediante mapeo del GSI (Índice de Resistencia Geológica)
- ✓ Seguir el PETS de sostenimiento.


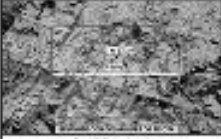
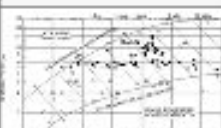
Mapeo Geomecánico del tajo 5105-1 Nv 1700

1. Condición estructural
 - ✓ Número de fracturas/m²: **12**
2. Resistencia de la roca
 - ✓ Número de golpes de picota con que se rompe: **1 a 2** golpes de Picota, entonces es (**R**)
3. Calidad de la roca (GSI)
 - ✓ Tiene 12 fracturas/m²: Moderadamente fracturada (**F/R**)
4. Tipo de sostenimiento
 - ✓ De acuerdo a la tabla Geomecánica: Pernos Split Set espaciados a 1,5 m o puntales de madera espaciadas a 1,5 m en dirección al minado.
5. Duración del sostenimiento
 - ✓ De acuerdo a la tabla geomecánica: **3 Meses**
6. Marcar en caja techo.

Tabla 52: Resultados del mapeo Geomecánico.

Se marca en la pared	
GSI	F/R
Tipo de sostenimiento	PSS o PM puntuales
Fecha Límite para sostener	05/06/2016
Iniciales del Supervisor	J.C.E. A

Fuente: Elaboración Propia del autor

PODEROSA		CSI (MODIFICADO)				4 fract/m ²
LABORES MINERAS (TEMPORALES Y PERMANENTES)		Indice de resistencia geologica				12
Condicion Superficial - Golpes de picota		Se rompe	Se rompe	Se Indenta	Se Indenta	# golpes de Picota
(RA, CR, ESCM, GL, IN, CH, TJ,SN)		Con 3 o más golpes de picota	Con 1 o 2 golpes de picota	Superficialmente con golpes de picota	más de 5 mm	1 o 2
		B	R	P	MP	
Seccion 2.5 a 4.0 m		Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre	
Condicion Estructural - Fracturas / m ²	2 a 6 LF Levemente Fracturada	LF/B A 1 años	LF/R A 3 años			Calidad Base (CSI)
	6 a 12 F Moderadamente Fracturada	F/B B 6 meses	F/R B 3 meses	F/P C 1 mes		F/R
	12 a 20 MF Muy Fracturada		MF/R C 15 dias	MF/P D 1 semana	MF/MP D 1 dia	
	> 20 IF Intensamente Fracturada			IF/P D 1 hora	IF/MP E 0 horas	TAS
						

ELECCION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO							Tipo. Sost. SS o PM
Labores Mineras (RA, CR, ESCM, GL, IN, CH, TJ,SN)							1.5 x 4.0 m
Sostenimiento		Calidad de roca (RMR)					PETS
Tipo	Duración	Abreviatura	A	B	C	D	E
Split set		SS	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Pernos puntuales		PH / PSS		SI			
Pernos sistematicos		PH			1.2m x 1.6m		1 o 2
Puntales	3 a 8 meses	PUNI			1.3m x 1.3m		
Shotcrete 2"	>10 años	SH 2"			SI		4
Pernos sistematicos + malla electrosoldada	2 a 3 años	PH+M			1.2m x 1.6m		1 o 2
Pernos sistematicos + malla galvanizada	>10 años	PH+MG			1.2m x 1.6m		3 o 2
Pernos sistematicos + shotcrete	>15 años	PH+SH			1.2m x 1.6m		1 o 2 y 4
Pernos sistematicos + malla + shotcrete 2"	>10 años	PH+M+SH			1.2m x 1.6m	1.2x1.5m	1 o 2 y 4
Candados de madera	3 a 8 meses	CDRD				1.5 x 1.5 m	1.5m
Shotcrete 4"	>15 años	SH 4"				SI	
Cimbres	>10 años	CIMB				1.5m	1.5m
Shotcrete + Cimbres	>15 años	SH + CIMB					1.2 m

Tipos de pernos		Duración	Marcar en la picota		PETS de Sostenimiento	
Split Set	SS	2 a 3 años	PSI	1/R	1	Pernos Split Set mas Malla electrosoldada
Helicoidales + cemento	HC	>10 años	Tipo de Sostenimiento	SS	2	Pernos Helicoidales Cementados mas Malla
Helicoidales + resina	HR	>10 años	Fecha Limite para sustener	05/06/2016	3	Candros de Madera
			Inicantes del Supervisor	LC/EA	4	Shotcrete
					5	Cimbres

Figura 42: Detalle de Mapeo Geomecánico del TJ 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Departamento de geomecánica CIA Minera Poderosa S.A

4.1.2. Malla de perforación

4.1.2.1. Modelo matemático de Pearse

a) Cálculo de K_v en función a la calidad de la roca

De la (tabla 31) se obtiene el valor de JSF, donde la calidad de la roca es Media donde ($JSF = 0.9$), índice de calidad de la roca $RQD = 66\%$ y se determina el valor de K_v a partir de las ecuaciones 2.15 y ecuación 2.14

$$ERQD = 66 * 0,9 = 59,4$$

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(59,4) = 0,857$$

b) Cálculo de Presión de detonación (POD)

Para la voladura se utiliza explosivos de tipo Emulsión, específicamente el Emulex 45% de 1"x7/8", donde la presión de detonación alcanza **45886,5** kgf/cm² de acuerdo (tabla 32).

c) Cálculo de resistencia a la tracción dinámica (RTd)

La resistencia a la compresión uniaxial de la estructura mineraliza de la veta choloque alcanza ($R_c = 100$ MPa), información brindada por el departamento de Geomecánica de CIA Minera Poderosa. Reemplazando los datos en: ecuación 2.17 y ecuación 2.16 se tiene.

$$RT = \frac{8}{100} * 100 = 8 \text{ MPa}$$

$$RTd = 4,5 * 10,197 * 8 = 367,092 \text{ (kgf/cm}^2\text{)}$$

Donde finalmente se tiene el B en base a la ecuación 2.13.

$$B = \frac{0,857 * 36}{1000} \sqrt{\frac{45886,5}{367,092}} = 0,345$$

$$\mathbf{B = 0,40 \text{ m}}$$

d) Cálculo de espaciamiento (E)

La eficiencia de perforación es al 92% en base a la ecuación 2.18, se tiene el espaciamiento.

$$L_p = 1,5 * 0,92 = 1,402 \text{ m}$$

$$E = (1,402 + 2 * 0,345)/3$$

$$\mathbf{E = 0,697 = 0,70 \text{ m}}$$

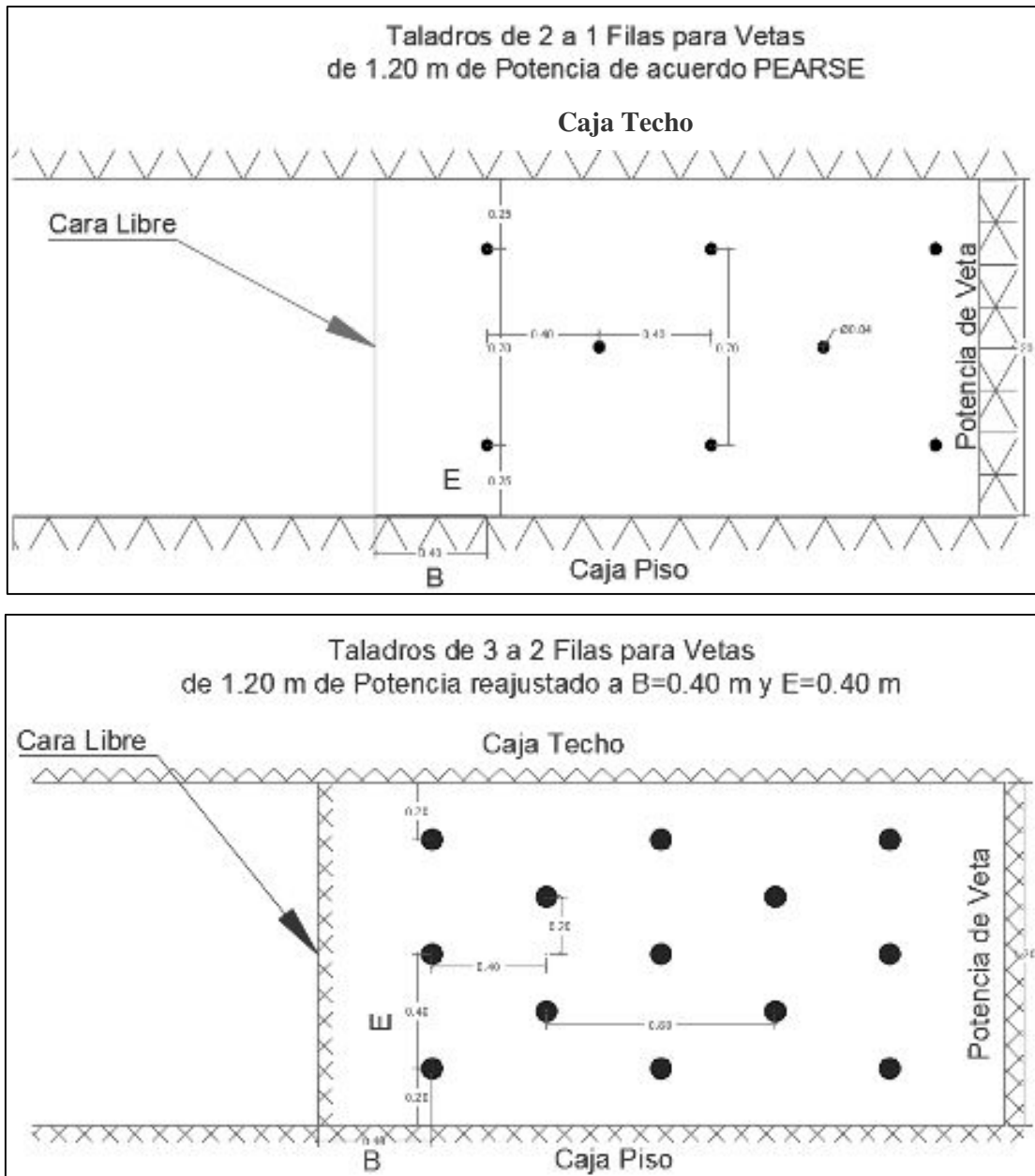


Figura 43: Distribución de malla de perforación para potencia de veta de 1.20 m, calculado y reajustado.
Fuente: Elaboración propia

Al inicio las pruebas de perforación y voladura se realizan de acuerdo a los resultados del modelo matemático de Pearse con $B=0,40$ m y $E=0,70$ m, con taladros perforados en filas de 2 a 1 para una potencia de veta de 1,20 m, con esta distribución se tuvo problemas de soplo en el disparo, obligando a utilizar explosivos Emulex 65% en toda la carga de columna que en definitiva eleva el costo por consumo de explosivos, así como mayor perturbación de la caja techo del tajo.

Bajo estas condiciones se realiza un reajuste del diseño de la malla de perforación que maneja el área de PERVOL de CIA Minera Poderosa para una potencia de veta de 1,20 m y un tipo roca de Regular a Buena donde el $B=0,40$ m y $E=0,40$ m, con esta nueva distribución la voladura es óptima.

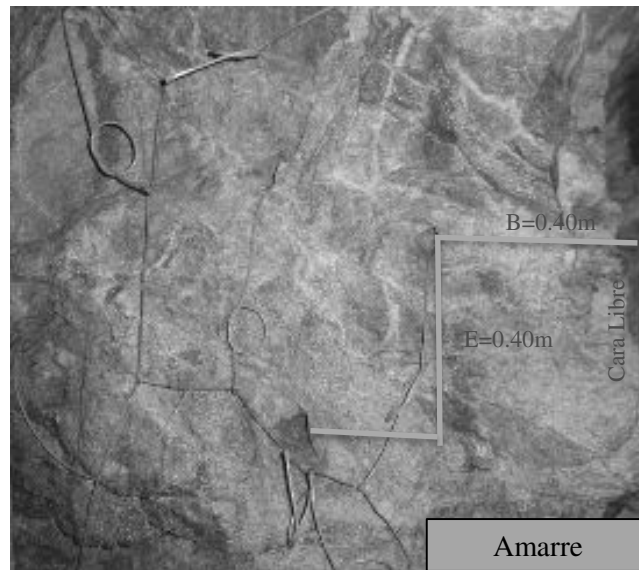


Figura 44: Distribución malla de perforación con B y E reajustado en el Tj 5105-1 Nv 1700.
Fuente: Fotografía propia

4.1.3. Cálculos de perforación

Antes de hacer cualquier tipo de perforación en labores de avance y tajeos se debe tener en consideración algunos factores a controlar dentro de la operación, en el caso de tajos tomar en cuenta lo siguiente:

- ✓ Distribuir bien los taladros de acuerdo al estándar y potencia de veta
- ✓ Contornear la veta entre el contacto con la caja piso y techo
- ✓ Pintar la malla de perforación, antes de iniciar la tarea (Capataz y/o MP)
- ✓ Perforar en realce de acuerdo al buzamiento de la veta
- ✓ Controlar el paralelismo (con el uso de los guidores y pericia del perforista)
- ✓ Controlar la longitud de perforación del taladro (se considera el 92% de Eff de perforación)
- ✓ Controlar el consumo de explosivo

a) Número de filas perforadas por ala 01

En base a la ecuación 2.19 se tiene.

$$N^{\circ}F = \frac{24,25}{2 * 0,40} = 30,3125 = 30 \text{ Filas}$$

Número de filas en todo el corte.

$$N^{\circ}F \text{ cort} = 30 * 2 = 60 \text{ Filas}$$

b) Número de Taladros en el Ala 01

Dado que la distribución de taladros es 3 a 2 y en base a la ecuación 2.20 se tiene.

$$N^{\circ} \text{ tal} = 30 * 3 + 30 * 2 = 150 \text{ tal}$$

Número de taladros en todo el corte.

$$N^{\circ} \text{ tal cort} = 150 * 2 = 300 \text{ tal/cort}$$

c) Número de taladros por guardia

• Tiempo de perforación por taladro (T Perf/Tal)

$$T \text{ Perf/tal} = C_b + \left(\text{Long barra} \frac{\text{Eff Perf}}{VP} \right) + (CP + E) \quad \text{Ecuación 4.4}$$

Dónde:

Cb: Cambio de barra (min)

Eff Perf: Eficiencia de perforación (%)

VP: Velocidad de perforación (m/min)

CP: Cambio de posición (min)

E: Emboquille (min)

Eficiencia de perforación (Eff Perf.)

- ✓ Longitud teórica del taladro: 1,524 m
- ✓ Longitud real de taladro perforado: 1,40 m

• Corrección en longitud de barrenos y barras

Corrección en longitud por grampa	0,10 m
Corrección por irregularidad del frente	0,05 m
Total, corrección	0,15 m

Longitud real de perforación: $1,524 - 0,15 = 1,40 \text{ m}$

$$\text{Eff Perf.} = \frac{1,40}{1,524} * 100 = 91,86 = 92\%$$

De la (ecuación 4.4) se obtiene el tiempo de perforación por taladro.

$$T \text{ perf/tal} = 0,50 \text{ min} + \left(1,524 \text{ m} \frac{0,92}{0,27 \text{ m/min}} \right) + 0,50 \text{ min}$$

$$T \text{ perf/tal} = 6,19 \text{ min/tal}$$

Determinamos número de taladros perforados por guardia en base a la ecuación 2.21 y se tiene.

$$\text{N}^\circ \text{ tal/guardia} = \frac{5,5 * 60}{6,19} = 53,31 \text{ tal/guardia}$$

$$\text{N}^\circ \text{ tal/guardia} = 53 \text{ tal/guardia}$$

d) Número de guardias en que se perfora toda el ala

De la ecuación 2.22 se obtiene.

$$\text{Guardias perf/Cort} = \frac{300}{53} = 5,66 = 6 \text{ guardias/cort}$$

4.1.4. Cálculo de voladura en realce

Explosivo usado para la voladura del TJ 5105-1 Nv 1700 será Emulex 45% de 1" x 7" de dimensión por ser un explosivo de baja potencia, del mismo modo ya que su uso viene a ser estándar para la voladura en todos los tajos de CIA Minera Poderosa S.A.

a) Número de cartuchos por taladro



De la ecuación 2.24 se obtiene.

$$N^{\circ} \text{ cart/tal} = \frac{2}{3} \left(\frac{1,40}{0,178} \right) = 5,243 = 5 \text{ cart/tal}$$

Valor que se obtiene teóricamente, por cuestiones prácticos y por experiencia se carga 4 cart/tal con espaciadores de detritus.

$$N^{\circ} \text{ cart/tal} = 4$$

- **Número de cartuchos de detritus por taladro (Cart detrit/tal)**

Las bolsas de detritus servirán como tacos en el taladro de producción. Y su cantidad se calculará en base a la dimensión teórica del taladro ya que cuando se taconeas los cartuchos de explosivo se reducen en su longitud real.

$$\text{Cart detrit/tal} = \frac{1}{3} \text{ Long tal} \quad \text{ecuación 4.5}$$

De la ecuación 2.5 se obtiene.

$$\text{Cart detrit/tal} = \frac{1}{3} * 1,524 = 0,508 = 0,60 \text{ m}$$

$$\text{Cart detrit/tal} = \frac{0,60}{0,18} = 3,33 = 3 \text{ Cart/tal}$$

- **Cantidad total de bolsas de detritus en la voladura de todo el corte. (Cant. Tot. detrit)**

$$\text{Cant. Tot. detrit} = 300 * 3 = 900 \text{ Cart detrit}$$

- b) **Kilogramos de explosivo por talado.**

De la ecuación 2.25 se obtiene.

$$\text{kg exp/tal} = 4 \frac{91}{1000} = 0,364 \text{ kg exp/tal}$$

- c) **Kilogramos de explosivo total de la voladura por corte**

De la ecuación 2.26 se obtiene.

$$\text{kg exp T} = 300 * 0,364 = 109,20 \text{ kg exp/disp}$$

- d) **Cajas de explosivo requerido por disparo.**

De la ecuación 2.27 se obtiene.

$$\text{Caj/Disp} = \frac{109,2}{25} = 4,368 \text{ Cajas} = 4 \frac{1}{2} \text{ Cajas}$$

- e) **Tonelaje de mineral in Situ por corte**

$$TM_{\text{in Situ}} = A * H * l * P_e \quad \text{ecuación 4.6}$$

De la ecuación 4.6 se obtiene.

$$TM_{\text{in Situ}} = 1,20 * 1,40 * 50 * 2,85 = 239,4 \text{ TM/cort}$$

- f) **Tonelaje de mineral roto por corte**

De la ecuación 2.28 se obtiene.

$$TM_{A01} = 1,20 * 1,40 * 24,25 * 2,85 * 1,35 = 156,75 \text{ TM}$$

$$TM = 156,75 * 2 = 313,494 \text{ TM/cort}$$

$$m^3/\text{disp} = 109,998 \text{ m}^3/\text{disp}$$

g) Factor de potencia

De la ecuación 2.29 se obtiene.

$$F_p = \frac{109,2}{239,40} = 0,456 \text{ kg exp/TM}$$

$$F_p = 1,30 \text{ kg exp/m}^3$$

h) Tonelaje de mineral roto por taladro

De la ecuación 2.30 se obtiene.

$$TM/tal = \frac{313,494}{300} = 1,045 \text{ TM/tal}$$

i) Pies perforados por tonelada

De la ecuación 2.31 se obtiene.

$$P_{perf}/TM = \frac{300 * 5 * 0,92}{239,40} = 5,764 \text{ Pperf/TM}$$

$$P_{perf}/m^3 = 16,427 \text{ Pperf/m}^3$$

j) Secuencia de salida de la voladura

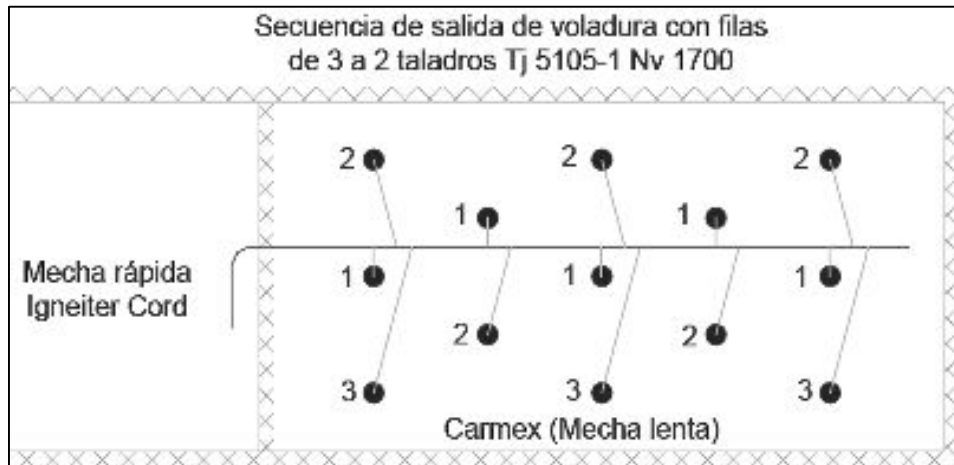


Figura 45: Secuencia de salida de la voladura Tj 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Propio del autor

4.1.5. Cálculo de sostenimiento

a) Puntales de madera con Jack Pot por corte

De acuerdo al estándar de CIA Minera Poderosa, el espaciamiento de puntal a puntal en ese tipo de terreno debe ser 1.50 m de eje a eje con luz de 1,30 m, de la ecuación 2.34 se obtiene.

$$PJP/Cort = \frac{24,25}{1,5} = 16,167 = 16 \text{ Puntales Ala 1}$$

$$PJP/Cort = 16 * 2 = 32 \text{ PJP/cort}$$

b) Número de guardias en que se sostiene el corte con puntales de madera con Jack Pot

El rendimiento de instalación de puntales de madera con Jack Pot es 12 de acuerdo al precio unitario de MITASAC, de la ecuación 2.35 se obtiene.

$$\text{N}^\circ \text{ guardias/PJP} = \frac{32}{12} = 2,66 = 3 \text{ guardias}$$

Estos cálculos se consideran como guía, por recomendación del departamento de Geomecánica la instalación de puntales de madera con Jack Pot serán puntales, por ende, esta cantidad de puntales y guardias no serán consideradas en el cálculo final.

c) Cantidad de pernos Split Set instalados por corte

De la ecuación 2.36 se obtiene.

$$\text{N}^\circ \text{ PSS/corte} = \frac{(24,25 - 1)}{1,6} - 1 = 13,531 = 14 \text{ PSS}$$

$$\text{N}^\circ \text{ PSS/Corte} = 14 * 2 = 28 \text{ PSS}$$

d) Longitud de perforación de taladro para pernos Split Set

De la ecuación 2.32 se obtiene.

$$\text{LPt} = 5 \text{ pies} + 1 \text{ pie} = 6 \text{ pies}$$

e) Número de guardias para sostenimiento con pernos Split Set

Según el rendimiento calculado en el Tj 5105-1 Nv 1700 es.

$$\text{N}^\circ \text{ guardias/PSS} = 1 \text{ guardia}$$

4.1.6. Cálculo de limpieza

a) Rendimiento de limpieza por hora.

De la ecuación 2.37 se obtiene.

$$\text{Rend/h} = 60 * 0,227 * 2,85 * 0,75$$

$$\text{Rend/h} = 29,11 \text{ TM/h}$$

b) Limpieza por guardia

De la ecuación 2.38 se obtiene.

$$\text{Limp/guardia} = 29,11 * 5,5$$

$$\text{Limp/guardia} = 154,30 \text{ TM/guardia}$$

c) Número de guardias para limpieza de corte

De la ecuación 2.39 se obtiene.

$$\text{N}^\circ \text{ guardias limp/cort} = 313,494/154,30$$

$$\text{N}^\circ \text{ guardias limp/Corte} = 2,032 = 3 \text{ guardias/Cort}$$

4.1.7. Cálculo de relleno detrítico (RD)

a) Número de guardias para rellenar el corte

De la ecuación 2.40 se obtiene.

$$\text{RD/cort} = 1 + 1 + 1 = 3 \text{ guardias/cort}$$

4.1.8. Cálculo de levante de buzón y camino (LBC)



a) Número de guardias para levante de buzón y camino.

Como dato se tiene: extraído del cuadro de estándares de mina

- ✓ Traslado de madera de la cámara de acumulación de madera al ESCM-1 de acumulación de madera del Tajo 5105-1: 0,5 Guardia
- ✓ Rendimiento por guardia colocado de puntales con patilla 4 punt/guardia: 0.5 guardia
- ✓ Entablado del buzón: 0.25 guardias
- ✓ Instalación de parrilla: 0.25 guardias

De la ecuación 2.41 se obtiene.

$$LBC = 0,5 + 0,5 + 0,25 + 0,25$$

$$LBC = 1,5 \text{ guardias}$$

El rendimiento en el levante de buzón varía de acuerdo al cambio de terreno en la que realiza las patillas de los puntales.

4.1.9. Rendimiento de corte por mes

Tabla 53: Rendimiento de ciclo de minado por corte.

Descripción de actividad	Nº guardias por actividad	Nº tareas por actividad
Perforación por corte	6	18
Carguío	1	3
Sostenimiento con PSS	1	3
Limpieza de mineral	3	9
Relleno del tajo	3	6
Levante de Buzón	1,5	3
Instalación de Winche	1	3
Total	16,5	45

Fuente: Propio del autor

Como dato se tiene:

- ✓ Días trabajados por mes de acuerdo al precio unitario: 30 días y en base a la ecuación 2.42 se obtiene.

$$\text{Dias/corte} = 16,5 \frac{\text{guardia}}{2} \text{ guardias por dia} = 8,25 = 8 \text{ dias}$$

$$\text{Nº cort/mes} = 30/8 = 3,75 = 3 \text{ cortes/mes}$$

4.1.10. Producción de mineral roto por mes

De la ecuación 2.43 se obtiene:

$$TM/\text{mes} = 313,494 * 3$$

$$TM/\text{mes} = 940,482 \text{ TM/mes}$$

a) Rendimiento toneladas métricas por horas guardia (TM/HG)

$$TM/HG = 940,482/45 * 3$$

$$TM/HG = 6,967 TM/HG$$

4.1.11. Costo de Producción (CP)

$$CP = CL + CP + CV + CS + CE + CR$$

Ecuación 4.7

Donde:

CL: Costo de limpieza de mineral (US\$)

CP: Costo de perforación (US\$)

CV: Costo de voladura (US\$)

CS: Costo de sostenimiento (US\$)

CE: Costo de extracción (US\$)

CR: Costo de relleno detrítico (US\$)

a) Costo de limpieza, perforación y voladura

A. Costos directos (CD)

- ✓ Costo de mano de obra por tarea (Leyes Sociales: 131,53%)

Tabla 54: Costo mano de obra por tareas.

Personal	Básico (S/)	Leyes Soc. (S/)	Costo (S//Tar)
Maestro perforista	66,03	88,45	154,48
Ayudante perforista A	59,65	89,03	139,55
Ayudante perforista B	58,59	78,48	137,07

Fuente: Precio Unitario Minera Tauro SAC.

- ✓ Costo de aceros de perforación

De acuerdo al precio establecido por CIA Minera Poderosa en Mina.

Tabla 55: Precio de aceros de perforación en mina.

Descripción Material	Ident. Material	Unidad	Precio (US\$)	Tip. Cambio	Precio (S/)	Vida Útil (pies)
Barra Cónica	3"x7/8"	PZA	78,911	3,321	262,063	1500
Barra Cónica	5"x7/8"	PZA	105,5	3,321	350,365	1500
Broca Descart. De Botones	36 MM	PZA	19,62	3,321	65,158	200

Fuente: Almacén CIA Minera Poderosa SA.

- ✓ Costos de explosivos de voladura en mina.

Tabla 56: Precio de explosivo Emulex 45% de 1"x7" en mina.

Descripción Material	Ident. Material	Unidad	Precio (US\$)	Tip. Cambio	Precio (S/)
Emulsión Emulex 45%	1"x7"	PZA	0,261	3,321	0,867

Fuente: Almacén CIA Minera Poderosa SA.

- ✓ Costos de accesorios de voladura

Tabla 57: Precio de accesorios de voladura en mina.

Descripción Material	Ident. Material	Unidad	Precio (US\$)	Tip. Cambio	Precio (S/)
Detonador Ensamblado	1,8 m	PZA	0,703	3,321	2,335
Cordón Detonante	5P	MTR	0,273	3,321	0,907
Mecha Rápida de Ignición	Z-18	MTR	0,390	3,321	1,295

Fuente: Almacén CIA Minera Poderosa SA.

- ✓ Costos de equipos

Tabla 58: Equipos a cuenta de Minera Tauro.

Descripción Equipo	Precio Adquisición (US\$)	Tip. Cambio	Precio (S/)	Vida Útil (pies)
Máquina Perforadora RNP S250	4730	3,321	15708,33	100 000
Lampara Minera Wisdom KLSM	390	3,321	1295,19	1200

Fuente: Almacén Minera Tauro SAC.

- ✓ Costos de herramientas y materiales.

Tabla 59: Herramientas y materiales puesto en mina.

Herramientas y Materiales	Unidad	PRECIO (US\$)	Tip. Cambio	Precio (S/)	Vida Útil (Tareas)
Azucla de Pie 3-4.5 LBS	PZA	8.389	3.321	27.861	90
Atacador de Madera 1"X2.5 M	PZA	1.610	3.321	5.348	60
Carretilla C/Ruedas de Jebe 4 P3	PZA	116.836	3.321	388.013	60
Comba de Acero 4 LBS	PZA	6.936	3.321	23.034	90
Comba de Acero 6 LBS	PZA	11.876	3.321	39.441	90
Comba de Acero 8 LBS	PZA	13.716	3.321	45.552	90
Comba de Acero 12 LBS	PZA	18.896	3.321	62.754	90
Sierra Corvina 36"	PZA	73.646	3.321	244.577	365
Cucharilla 6'	PZA	2.108	3.321	7.001	210
Flexómetro 5 M	PZA	4.067	3.321	13.507	15
Lampa T/Cuchara (Tramontina)	PZA	12.833	3.321	42.620	60
Lima Triangular G.F. 12"	PZA	11.970	3.321	39.751	365
Llave Francesa # 18	PZA	45.845	3.321	152.251	365
Llave Stilson de # 14	PZA	20.783	3.321	69.020	365
Martillo de Uña	PZA	11.099	3.321	36.860	365
Pico de Punta y Pala	PZA	11.353	3.321	37.702	60
Punzón	PZA	1.807	3.321	6.001	120
Punta de Acero	PZA	3.613	3.321	11.999	60
Barra de Aluminio P/Acuñar 1"X8'	PZA	27.897	3.321	92.645	180

Barra de Aluminio P/Acuñar 1"X10'	PZA	31.936	3.321	106.059	180
Barretilla de 4'	PZA	14.228	3.321	47.251	180
Barretilla de 6'	PZA	19.907	3.321	66.111	180
Sacabarreno	PZA	5.872	3.321	19.501	365
Soplete para Taladros	PZA	9.485	3.321	31.500	300
Saca Broca 22MM de 7/8"	PZA	74.683	3.321	248.023	200
Guiadores de Madera para Mina 1"X1.30	PZA	0.668	3.321	2.219	15
M					
Pintura en Spray Abro (Rojo)	FCO	2.500	3.321	8.304	15
Adaptador para Pernos Split Set	PZA	101.882	3.321	338.349	365
Aceitera	FCO	30.111	3.321	99.999	180
Alambre Negro #8	KGR	1.030	3.321	3.421	2.50
Alcayata de Fierro Corrugado de 5/8"X29	PZA	2.061	3.321	6.844	365
CM					
Cizalla de 24"	PZA	24.089	3.321	80.000	100
Clavo de Alambre C/Cabeza de 5"	KGR	1.080	3.321	3.587	5
Clavo de Alambre C/Cabeza de 6"	KGR	1.170	3.321	3.886	7
Clavo de Alambre C/Cabeza de 8"	KGR	1.177	3.321	3.907	10
Jackpot Pre-Estrés Unit. 220 MM	PZA	9.666	3.321	32.102	
Malla Electrosoldada de 4"X4" de	RLL	91.370	3.321	303.440	
2.02X25 M					
Manga de Ventilación de 18"X15 M	MTR	6.380	3.321	21.188	
Split Set con Platina de 5'X39 MM	JGO	4.640	3.321	15.409	
Manguera de Jebe y Lona de 1"X300PSI	MTR	2.496	3.321	8.288	
Manguera de Jebe y Lona de 1/2"	MTR	1.200	3.321	3.986	
Soga Manila Torcida de 1"	KGR	3.807	3.321	12.643	
Soga Manila Torcida de 3/4"	KGR	3.786	3.321	12.574	
Madera Redonda Eucalipto P/Min.	TM	139.166	3.321	462.169	
5"a6"X2.4 M					
Madera Redonda Eucalipto P/Min.	TM	138.372	3.321	459.532	
7"a8"X2.4 M					
Madera Redonda Eucalipto P/Min.	TM	136.372	3.321	452.891	
7"a8"X3.0 M					
Tabla de Eucalipto. 2"X8"X10'	P2	0.476	3.321	1.582	
Escalera de Madera Eucalipto. 3	PZA	14.447	3.321	47.978	
MX9Peldaños					

Fuente: Almacén CIA Minera Poderosa



✓ Implementos de seguridad

Tabla 60: Implementos de seguridad puesto en mina.

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	Unidad	PRECIO (US\$)	Tip. Cambio	Precio (S/)	Vida Útil	Unidad
Casco T/Sombrero C/Portalámparas	PZA	9.797	3.321	32.536	365	Tareas
Botas de acero C/Punta de acero	PAR	17.753	3.321	58.958	75	Tareas
Guantes Neopreno de 14"	PAR	8.642	3.321	28.701	10	Tareas
Guantes Cuero Amarillo C/Refuerzo de 14"	PAR	6.843	3.321	22.726	10	Tareas
Lampara Eléctrica Minera Wisdom	PZA	295.000	3.321	979.695	1200	Tareas
Correa de Cuero Portalámparas	PZA	6.252	3.321	20.762	240	Tareas
Pantalones Jebe Negro P. Azul	PZA	9.652	3.321	32.054	42	Tareas
Respirador 3M Media Cara	PZA	21.398	3.321	71.064	60	Tareas
Cartucho 3M P/Respirador 3M	PAR	8.870	3.321	29.458	7	Tareas
Tapón Auditivo T/Copa Mod: EP01AS	PAR	0.908	3.321	3.016	30	Tareas
Lente con Malla Forester	PZA	8.803	3.321	29.236	90	Tareas
Mameluco de Color Azul	PZA	18.669	3.321	62.000	180	Tareas
Saco de Jebe	PZA	9.274	3.321	30.799	125	Tareas
Barbiquejo para Casco	PZA	0.564	3.321	1.873	90	Tareas
Filtro para Respirador 3M	PZA	12.352	3.321	41.022	15	Tareas
Arnés de Seguridad	PZA	19.978	3.321	66.347	150	Tareas
Polo de Malla con Cinta Reflexiva	PZA	4.517	3.321	15.001	180	Tareas
Tafílete P/Casco Minero	PZA	3.001	3.321	9.965	180	Tareas
Reten para Filtro	PZA	1.882	3.321	6.250	15	Tareas
Cargador de lampara Minera Rebel	PZA	42.000	3.321	139.482	1200	Tareas

Fuente: Almacén CIA Minera Poderosa.

De la (ecuación 2.44) se obtiene.

$$CD = 142,389 + 37,43 + 13,650 + 9,459 + 15,280 + 38,628$$

$$CD = S/ 256,836$$

4.1.12. Costos Indirectos (CI)• **Gastos generales (GG)**

$$GG = (CD) * 25,692\%$$

$$GG = 256,836 * 0,25692\%$$

$$GG = S/ 65,986$$

• **Contingencias (C)**

$$C = (CD) * 10\%$$

$$C = (256.836) * 0.10 = 25,684$$

$$C = S/ 25,684$$

• **Vivienda (V)**

$$V = MO * 2,20\%$$

$$V = 142.389 * 0,0220 = S/ 3,133$$



- **Medicinas (Md)**

$$Md = MO * 1,50\%$$

$$Md = 142,389 * 0,015 = 2,136$$

$$Md = S/ 2,136$$

- **Costos Fijos (CF)**

$$CF = CD * 19,63\%$$

$$CF = 256,836 * 0,1963 = S/ 50,417$$

- **Utilidad Tajos (UT)**

$$UT = CD * 15\%$$

$$UT = 256,836 * 0,15 = S/ 38,525$$

$$CI = 65,986 + 25,684 + 3,133 + 2,136 + 50,417 + 38,525 = S/ 185,881$$

$$\text{Total, CI} = 185,881 / 5,04 = S/ 36,881$$

$$\text{Costo Total} = CD + CI$$

$$\text{Costo Total en soles} = 256,836 + 36,881 = 293,717 S/m^3$$

$$\text{Costo total en dolares} = 293,717 / 3,321 = 88,442 \text{ USD}/m^3$$

$$\text{Costo total en TM} = \text{Costo} \frac{\text{total USS}/m^3}{\text{Pe}} = \text{USD}/\text{TM}$$

$$\text{Costo total (USD}/\text{TM}) = (88,442 \text{ USD}/m^3) / 2,85 \text{ TM}/m^3 = 31,03 \text{ USD}/\text{TM}$$

b) Costo de sostenimiento

Tabla 61: PU. Sostenimiento instalado en labor.

Descripción Material	P.U (S/)	P.U (USD)	Sost /Cort
Pernos Split Set 39MØX5'	47,270	14,234	18.000
Puntal de Madera 8"ØX2.4M	93,610	28,187	7,000
Tablas 2"X8"X10'	40,010	12,048	57,000

Fuente: Valorización de CIA Minera Poderosa SA.

- **Costo de instalación de Pernos Split Set por corte**

$$\text{USD}/\text{cort.} = 14,234 * 28 = 398,543$$

$$\text{USD}/\text{TM} = 398,543 / 313,494 = 1,271$$

- **Costo de instalación de Puntales de madera con patillas (Buzón)**

$$\text{USD}/\text{cort.} = 28,187 * 7 = 197,309$$

$$\text{USD}/\text{TM} = 197,309 / 313,494 = 0,629$$

- **Costo de entablado en el Buzón de Mineral**

$$\text{USD}/\text{cort} = 12,048 * 57 = 686,736$$

$$\text{USD}/\text{TM} = 686,736 / 313,494 = 2,191$$

- **Costo de plataforma de Winche y topeado**



$$\text{USD/plaforma} = 568,06/3,321 = 176,471$$

$$\text{USD/TM} = 176,471/313,494 = 0,563$$

Total, Costo de Sostentamiento = 1,271+0,629+2,191 +0,563 = 4,654 USD/TM

c) Costo de Extracción

Tipo de cambio: 3,321

Capacidad de Carros U-35: 1 TM

P.U. Por carro: 24,23 S/

Costo de extracción = 24,23/3,321 = 7,296 USD/TM

d) Costo de Relleno detrítico

Se detalla, por no contar con un P.U de relleno se cobra como extracción en carros Gramby 60 pies cúbicos. Se contabilizará el número de carros que se extrae del IN 5000 Nv 1800.

Capacidad de Carros Gramby: 60 pies cúbicos

P.U. por carro: S/ 55,76

Costo de Relleno Detrítico = 55,76/3,321 = 16,790 USD/Carro

$$\text{USD/TM} = 16,790/4,842 = 3,468$$

Finalmente se tiene el costo de producción a partir de la ecuación 4.7 se obtiene.

$$\text{CP} = 31,030 + 4,654 + 7,296 + 3,468 = \mathbf{46,448 \text{ USD/TM}}$$

4.1.13. Dilución de mineral

$$\text{Dilución (\%)} = ((A.M - P.V)/A.M) * 100$$

Ecuación 4.8

Dónde:

A.M: Altura de minado (m)

P.V: Potencia de veta (m)

De la ecuación 4.8 se obtiene.

$$\text{Dilución (\%)} = ((1,61 - 1,05)/1,61) * 100 = 34,783\% = 35\%$$

Tabla 62: Dilución obtenida por meses del TJ 5105-1 Nv 1700.

Mes y Año	P.V (m)	A.M (m)	Dilución/Mes
Jun-16	1,05	1,61	35%
Jul-16	0,94	1,62	42%
Ago-16	1,15	1,61	29%
Sep-16	1,20	1,55	23%
Oct-16	1,22	1,55	21%
Nov-16	1,21	1,55	22%

Fuente: Fuente Propio del autor.



4.1.14. Reportes de seguridad durante la ejecución del proyecto Mina el Tingo de CMPSA.

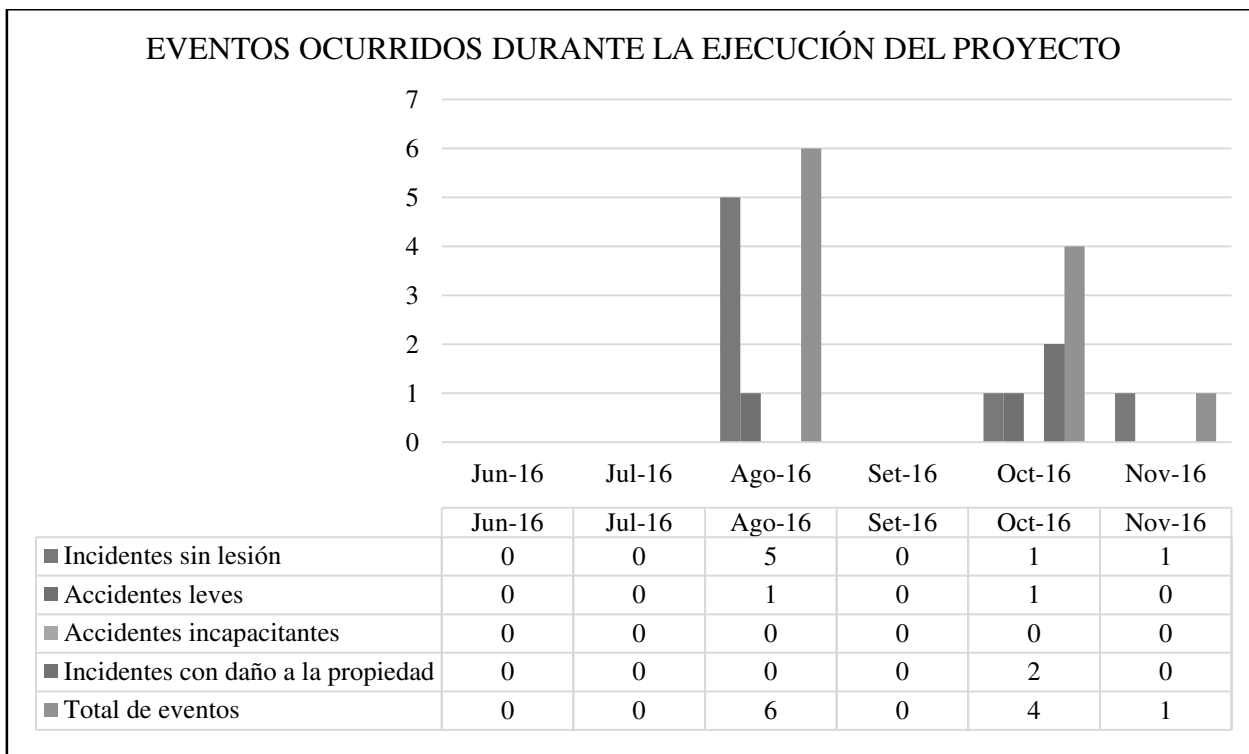


Figura 46: Numero de eventos ocurridos Mina el Tingo.
Fuente: Departamento de seguridad de MITASAC de CMPSA.

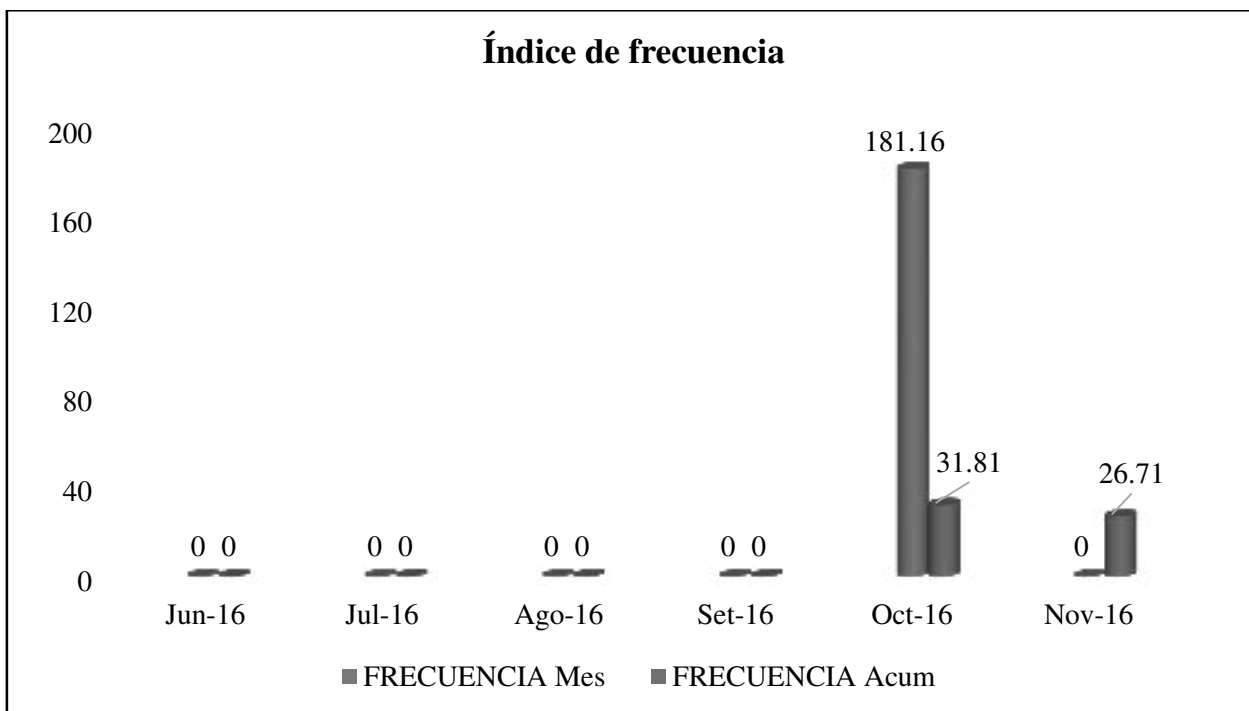


Figura 47: Índice de frecuencia
Fuente: Departamento de seguridad MITASAC de CMPSA.

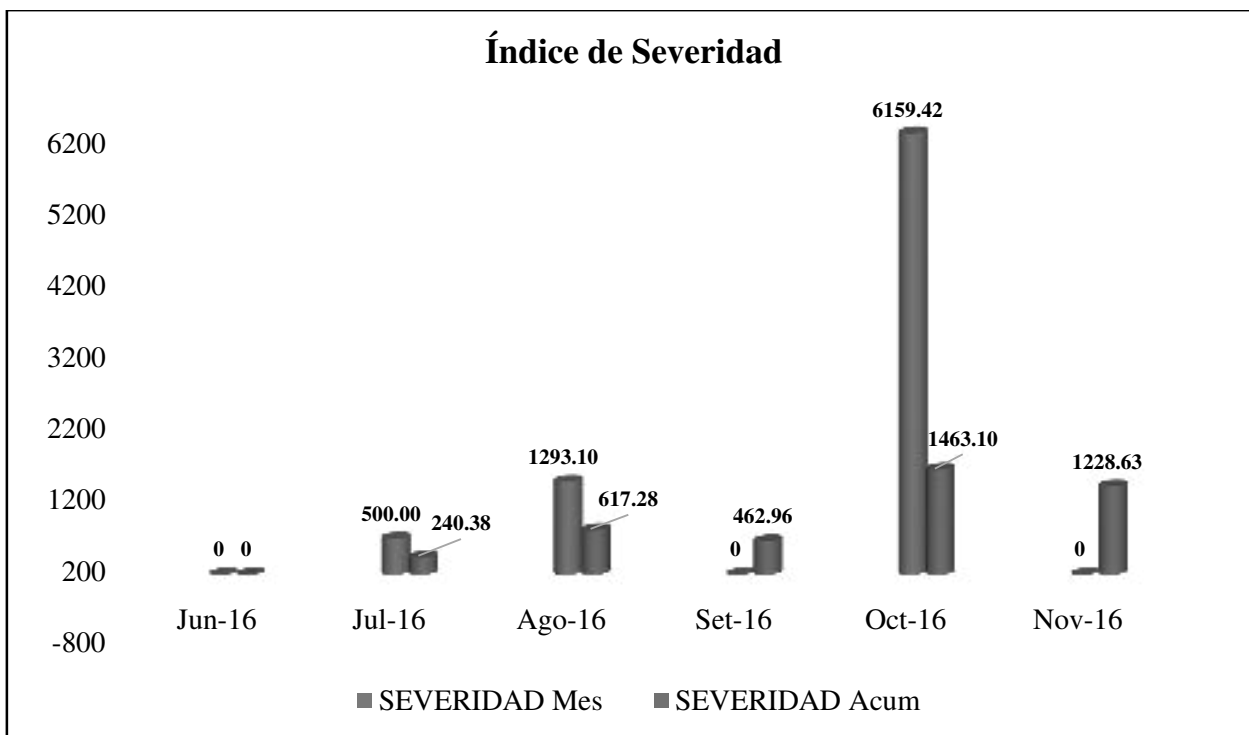


Figura 48: Índice de Severidad
Fuente: Departamento de seguridad MITASAC de CMPSA

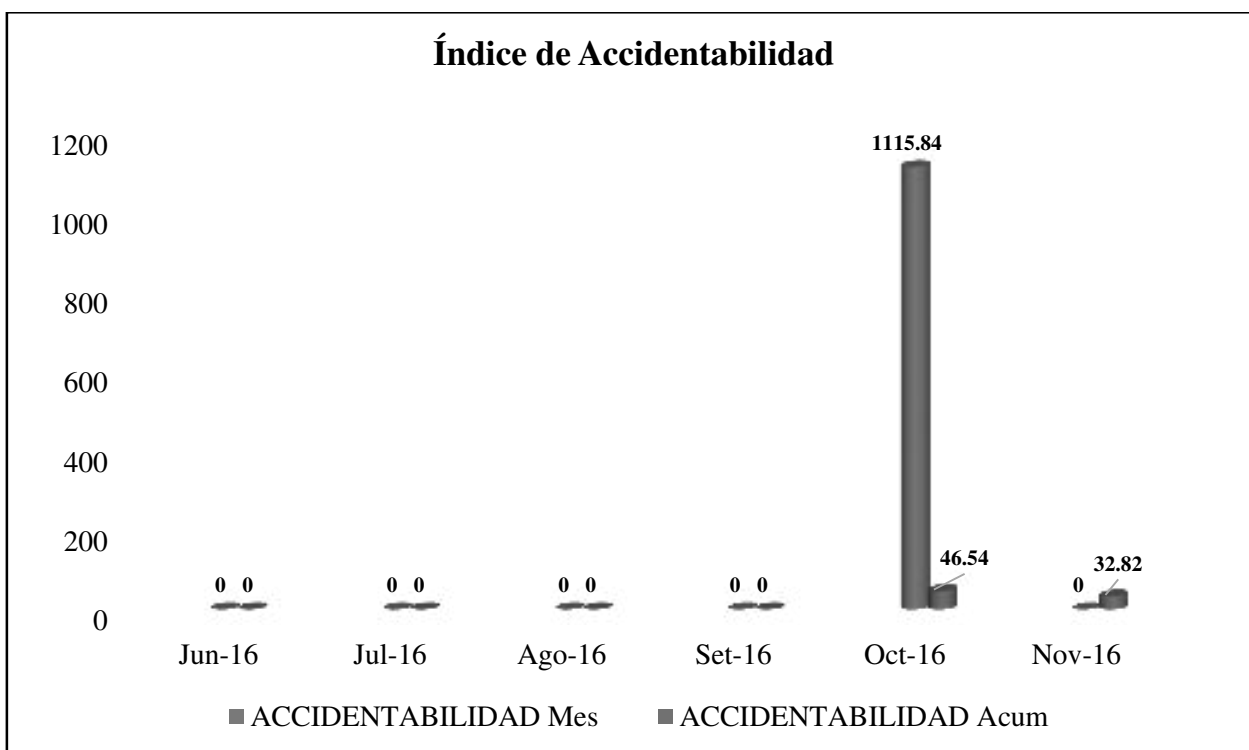



Figura 49: Índice de Accidentabilidad.
Fuente: Departamento de seguridad MITASAC de CMPSA.

La mayor cantidad de incidentes se generó por: incumplimiento del procedimiento en traslado de explosivos.

Tabla 63: Matriz de control de indicadores SIG Minera tauro.

	Matriz de Control de Indicadores				SSOMLAC																			
					Código: M-GI-1-17																			
Año:	2015			Revisión:	0																			
SISTEMA DE GESTIÓN	PROCESO	FORMULA	FRECUENCIA	LÍMITE CRÍTICO / CRITERIO DE ACEPTACIÓN/ META	RESPONSABLE DEL ANÁLISIS DE DATOS																			
Bienestar Social	Índice de cumplimiento de los exámenes médicos anuales	$(N^{\circ} \text{ de exámenes realizados} / N^{\circ} \text{ exámenes programados}) * 100$	Mensual	100%	Bienestar social																			
	Beneficios sociales	$(N^{\circ} \text{ de Trabajadores con beneficios sociales} / N^{\circ} \text{ trabajadores afiliados}) * 100$	Mensual	100%																				
SSO	Índice de accidentes Leves	$N^{\circ} \text{ de accidentes leves promovidos ocurridos en 12 meses respecto a los 2014 y 2013} = 67$	Mensual	$\leq 10\% = 60$	Seguridad																			
	Índice de entrenamiento técnico	$(N^{\circ} \text{ de trabajadores entrenados} / N^{\circ} \text{ de trabajadores nuevos admitidos}) * 100$	Bimensual	100%	Seguridad																			
	Índice de stop	$(N^{\circ} \text{ stop ejecutados} / N^{\circ} \text{ stop programados}) * 100$	Mensual	95%	Seguridad, Operaciones																			
Gestión de Recursos Humanos	Índice de capacitación	$(N^{\circ} \text{ de capacitaciones realizadas} / N^{\circ} \text{ de capacitaciones programadas}) * 100$	Mensual	$\geq 77\%$	Administración, seguridad, Control, Logística																			
	Índice de rotación del personal	$N^{\circ} \text{ de trabajadores salientes} / N^{\circ} \text{ total de trabajadores}$	Mensual	$\leq 4\%$	Administración																			
	Ausentismo	$(N^{\circ} \text{ de días hombre trabajados a más} / N^{\circ} \text{ de días hombre a más por a más}) * 100$	Mensual	$\leq 2\%$																				
Mantenimiento	Completo del programa de mantenimiento	$(N^{\circ} \text{ de mantenimientos ejecutados} / N^{\circ} \text{ de mantenimientos programados}) * 100$	Mensual	$\geq 90\%$	Ítems de Logística, Mantenimiento.																			
Procesos de Explotación, Preparación, Desarrollo y Explotación.	Producción de Mineral	$(\text{Tonelaje Ejecutado} / \text{Tonelaje programado}) * 100$	Mensual	$\geq 100\%$	Cocina, Residencia y Operaciones.																			
	Factor de Potencia tajos	$(\text{Kg Expl Utilizado} / \text{Tonelada de Mineral Rojo}) * 100 (\text{kg Expl} / \text{tn})$	Mensual	$\leq 0.5 = 100\%$																				
	Factor de Dilución	$(\text{Cantidad total de dilución realizada} / \text{cantidad total de dilución programada}) (\%)$	Mensual	$\leq 30\%$																				
	Avance mensual	$(\text{Cantidad de metros ejecutados} / \text{cantidad de metros programados a ejecutar}) * 100$	Mensual	$\geq 100\%$																				
	Factor de Carga Línea	$\text{Kilogramos de explosivos utilizados} / \text{Metros de avance} (\text{kg Expl} / \text{ML})$	Mensual	$\leq 18 = 100\%$																				
	Índice de disparos deficientes	$(N^{\circ} \text{ de disparos deficientes} / N^{\circ} \text{ Total de disparos realizados}) * 100$	Mensual	$\leq 5\%$																				
	Índice de Avance por disparo	Metros de Avance realizado por disparo	Mensual	$\geq 1.49 = 100\%$																				
	Índice de cuadros caídos	$(N^{\circ} \text{ cuadros caídos} / N^{\circ} \text{ de cuadros instalados}) * 100$	Mensual	$\leq 7\%$																				
Sistemas Integrados de Gestión	Inspección de clasificación de Residuos sólidos.	$(N^{\circ} \text{ de tachos bien clasificados} / N^{\circ} \text{ tachos inspeccionados}) * 100$	Mensual	$\geq 75\%$	Seguridad																			
	Programa de monitoreos	$(N^{\circ} \text{ de monitoreos ejecutados} / N^{\circ} \text{ de monitoreos programados}) * 100$	Mensual	$\geq 90\%$	SIG, Logística, Seguridad																			
	Instalación de PETS Y combustibles	$(N^{\circ} \text{ de PETS y Estándares instalados} / N^{\circ} \text{ de PETS y Estándares programados a instalar}) * 100$	Mensual	$\geq 80\%$	Seguridad y Residencia.																			
	Índice de consumo de combustible por equipo. G/Km.	G/Km.	Mensual	$\leq 0.049 \text{ g/Km.}$	SIG																			
	Índice de incidentes ambientales	$(N^{\circ} \text{ de incidentes ambientales} / N^{\circ} \text{ de incidentes corregidos (Demandas de combustibles)})$	Mensual	100%	SIG, Logística, Seguridad																			
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="width: 20%;"></th> <th style="width: 30%;">Nombres y Apellidos</th> <th style="width: 30%;">Cargo</th> <th style="width: 10%;">Fecha</th> <th style="width: 10%;">Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Elaborado por</td> <td>Inah Ayarza</td> <td>Coordinador del SIG</td> <td>15/09/15</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Revisado por</td> <td>Fortunato Sofía Quepe</td> <td>Residente</td> <td>14/09/15</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Aprobado por</td> <td>Isaac Cuzqui Quepe</td> <td>Representante de la Alta Dirección</td> <td>15/09/15</td> <td></td> </tr> </tbody> </table>						Nombres y Apellidos	Cargo	Fecha	Firma	Elaborado por	Inah Ayarza	Coordinador del SIG	15/09/15		Revisado por	Fortunato Sofía Quepe	Residente	14/09/15		Aprobado por	Isaac Cuzqui Quepe	Representante de la Alta Dirección	15/09/15	
	Nombres y Apellidos	Cargo	Fecha	Firma																				
Elaborado por	Inah Ayarza	Coordinador del SIG	15/09/15																					
Revisado por	Fortunato Sofía Quepe	Residente	14/09/15																					
Aprobado por	Isaac Cuzqui Quepe	Representante de la Alta Dirección	15/09/15																					
ELIMINACIÓN RESPECTO A LA VERSIÓN ANTERIOR De descripción/ Texto eliminado																								
Punto																								

Fuente: SIG Minera Tauro SAC.



4.1.15. Producción de mineral.

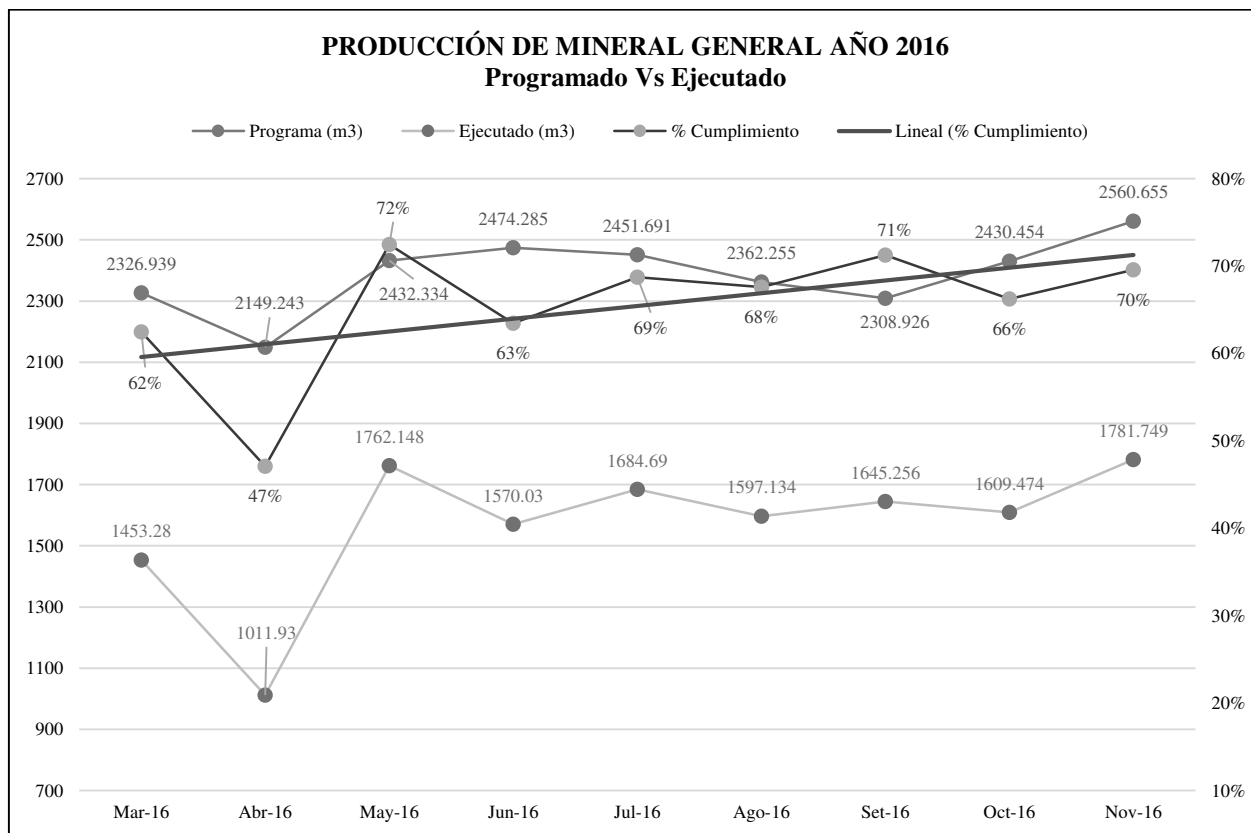


Figura 50: Programado versus ejecutado.

Fuente: Programa mensual y liquidación mensual, Minera Tauro SAC.

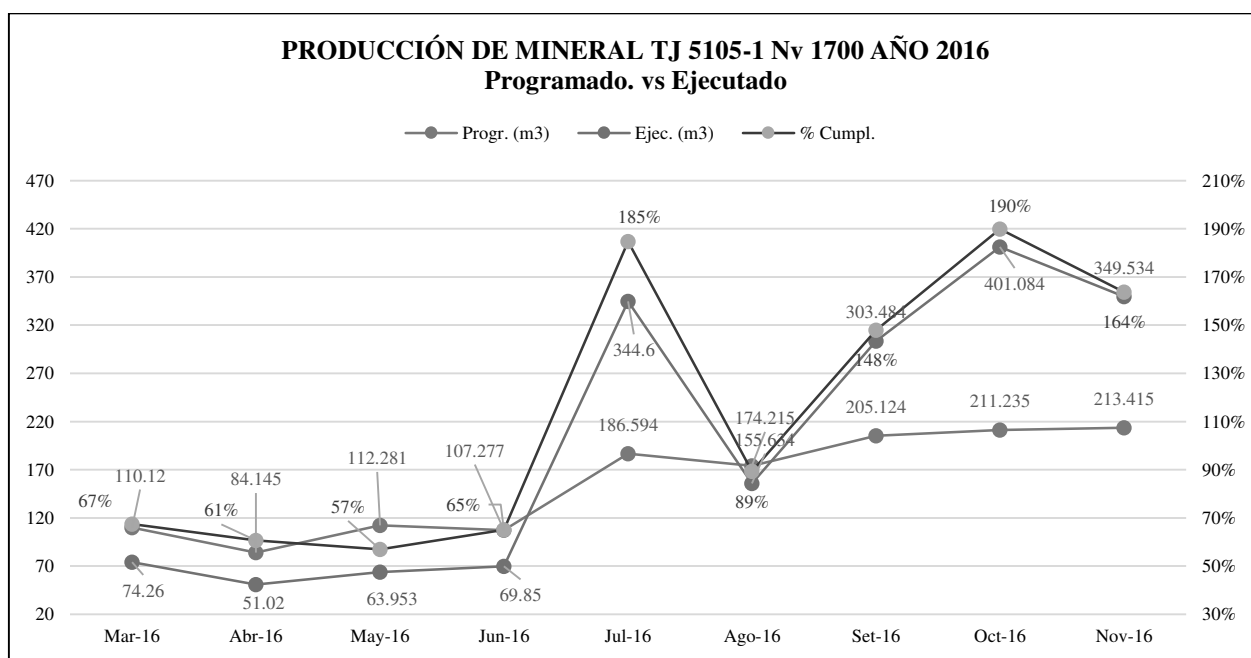


Figura 51: Programado versus ejecutado TJ 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Programa mensual y liquidación mensual, Minera Tauro SAC.

4.1.16. Valorizaciones mensuales.

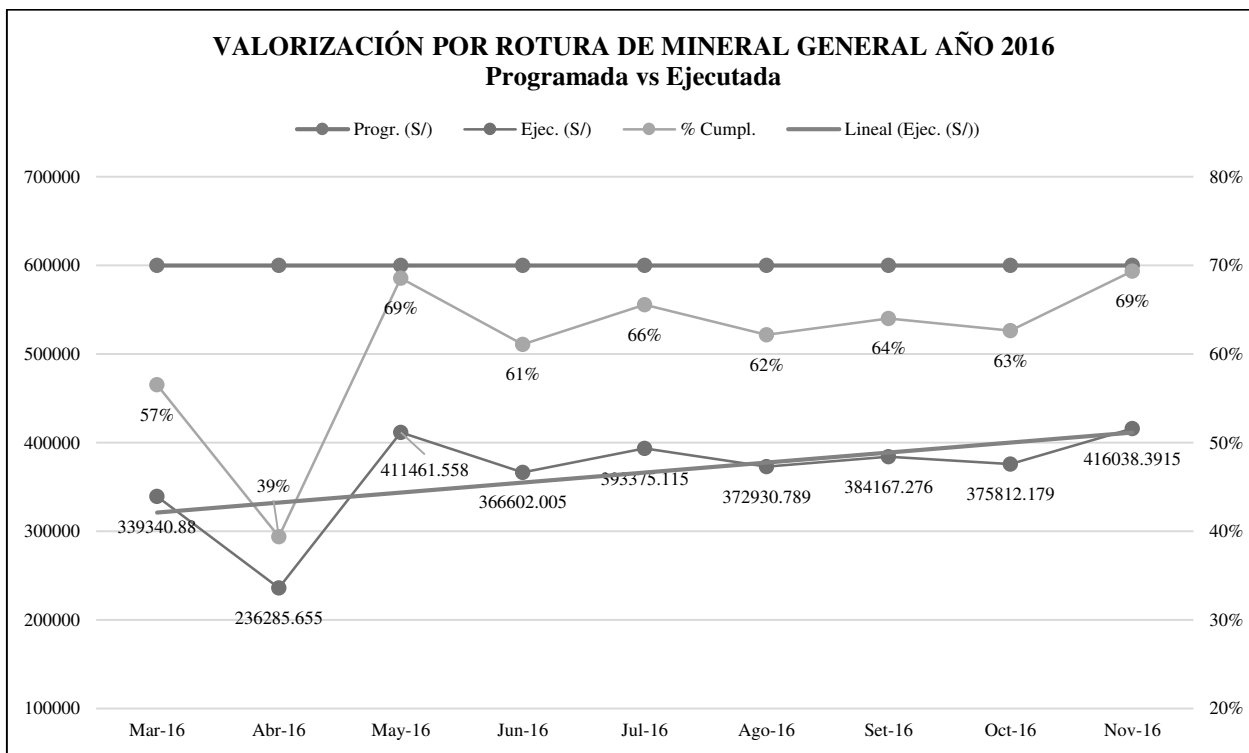


Figura 52: Liquidación mensual Minera Tauro SAC.

Fuente: Liquidación Mensual Minera Tauro SAC.

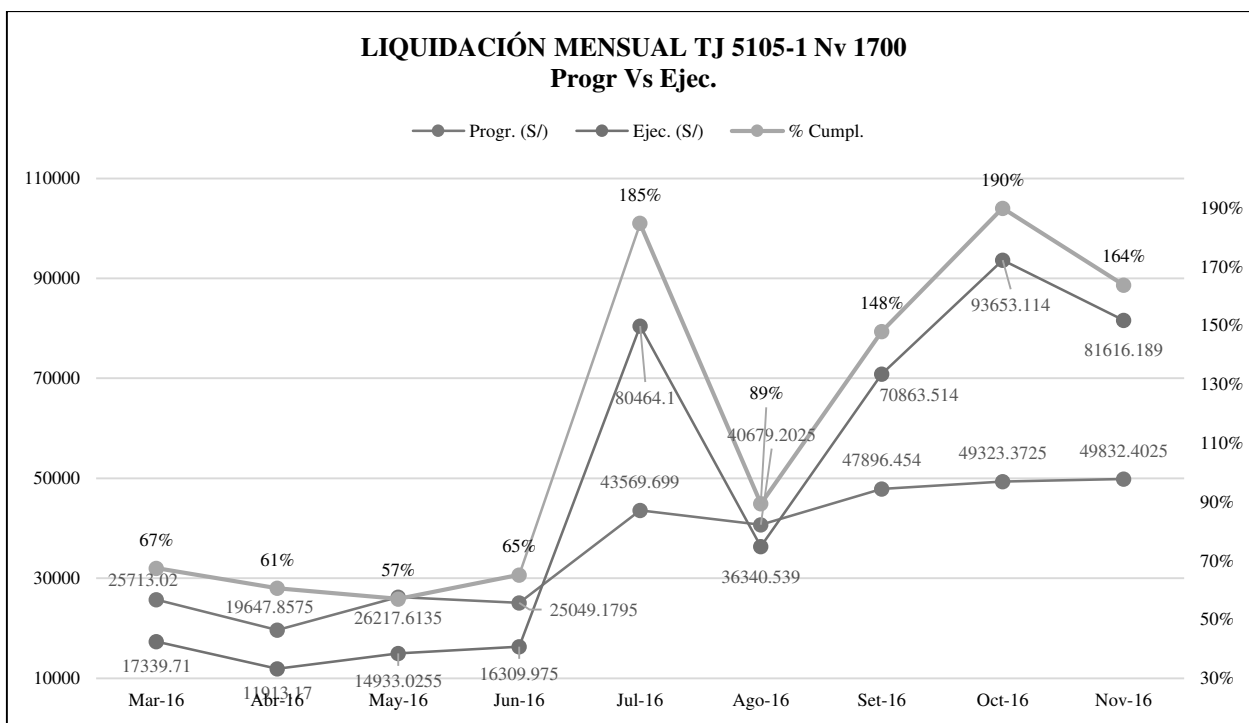


Figura 53: Liquidación Mensual Tj 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Liquidación Mensual Minera Tauro SAC.

4.1.17. Factor de Potencia y factor de perforación

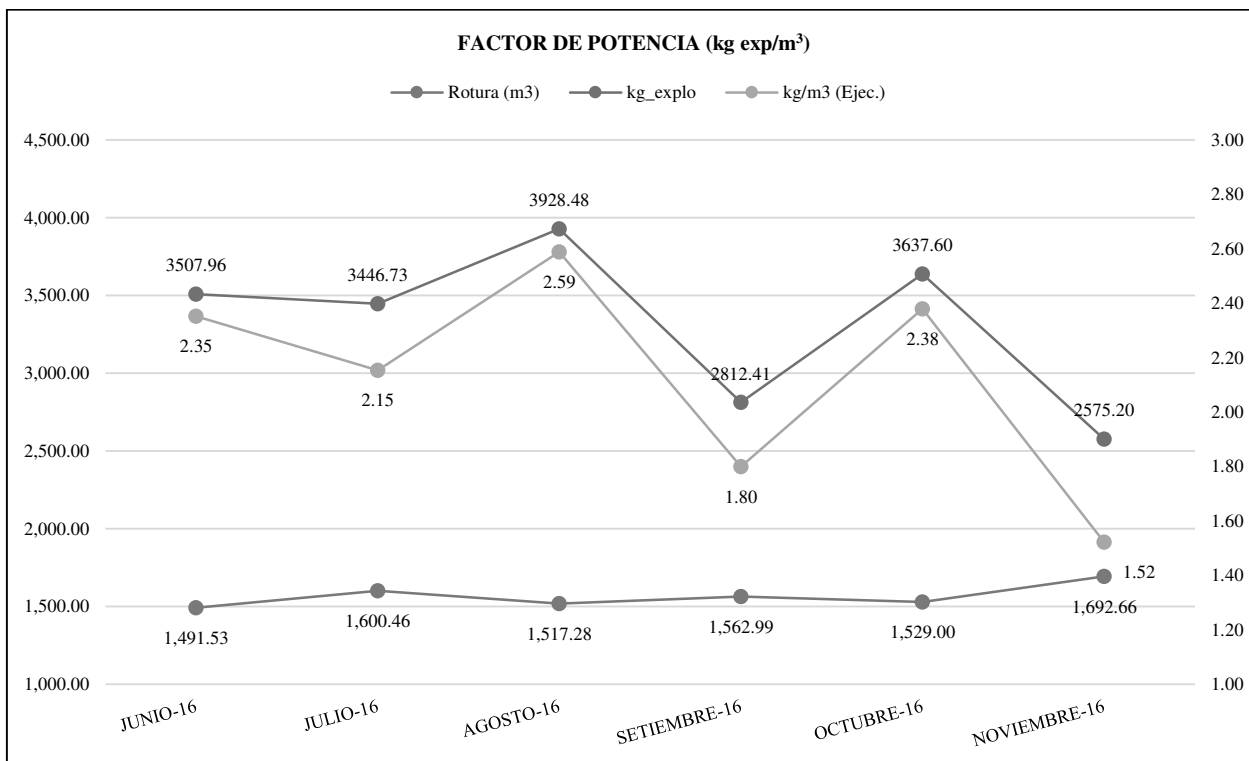


Figura 54: Factor de voladura General Unidad de Producción Maraón.

Fuente: Ratios Mina Rotura, Minera Tauro SAC.

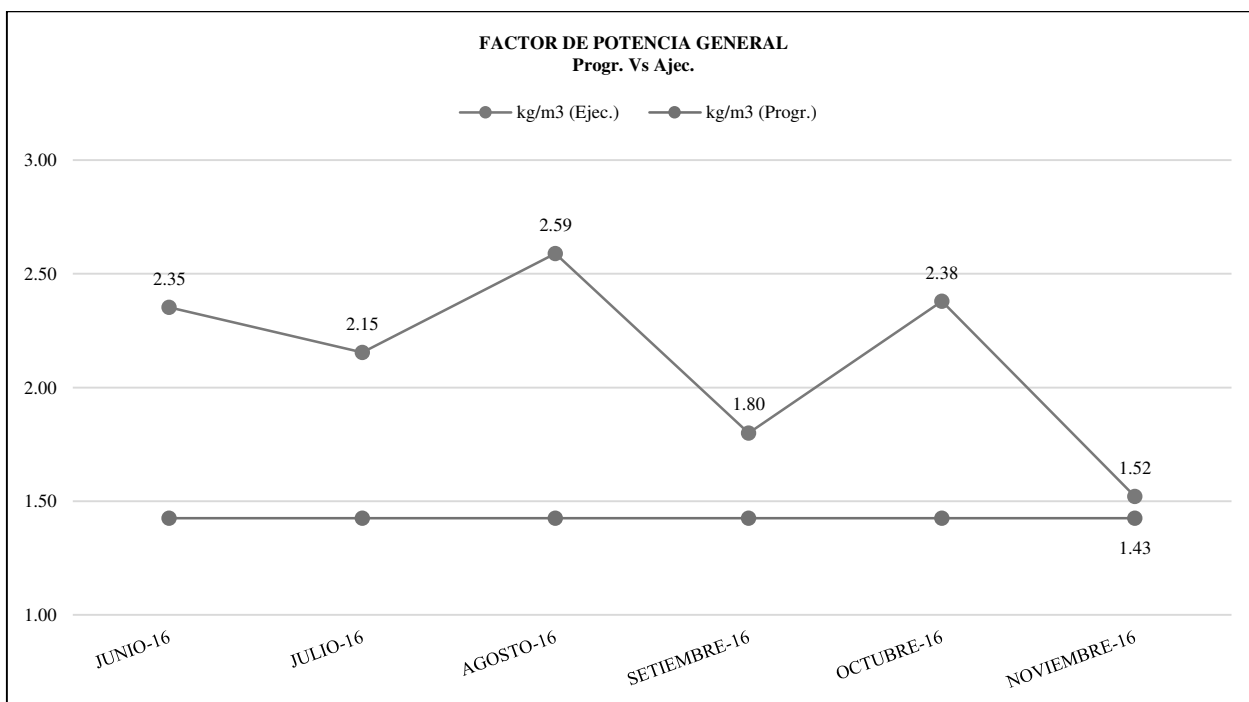


Figura 55: Fv. Programado Vs Ejecutado.

Fuente: SIG Minera Tauro SAC.

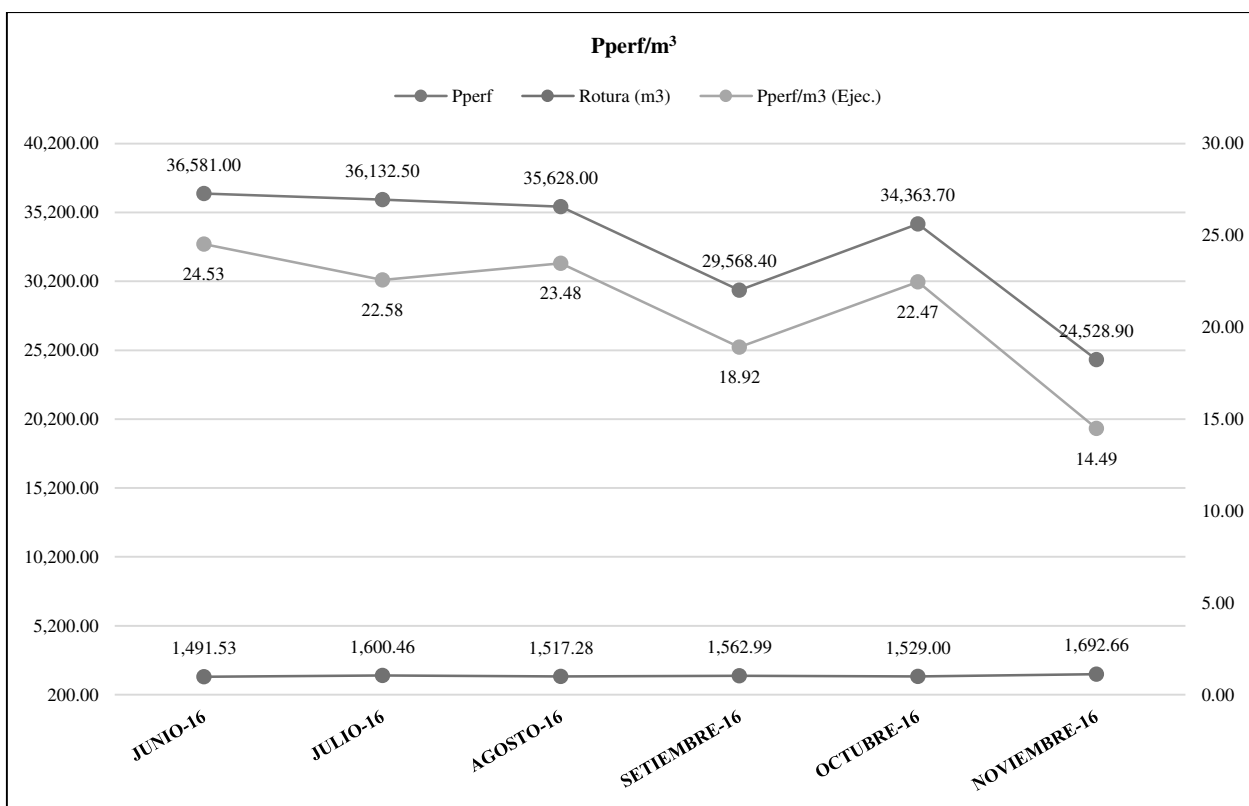


Figura 56: Pies perforados por metro cubico.

Fuente: Ratios Mina Perforación, Minera Tauro SAC.

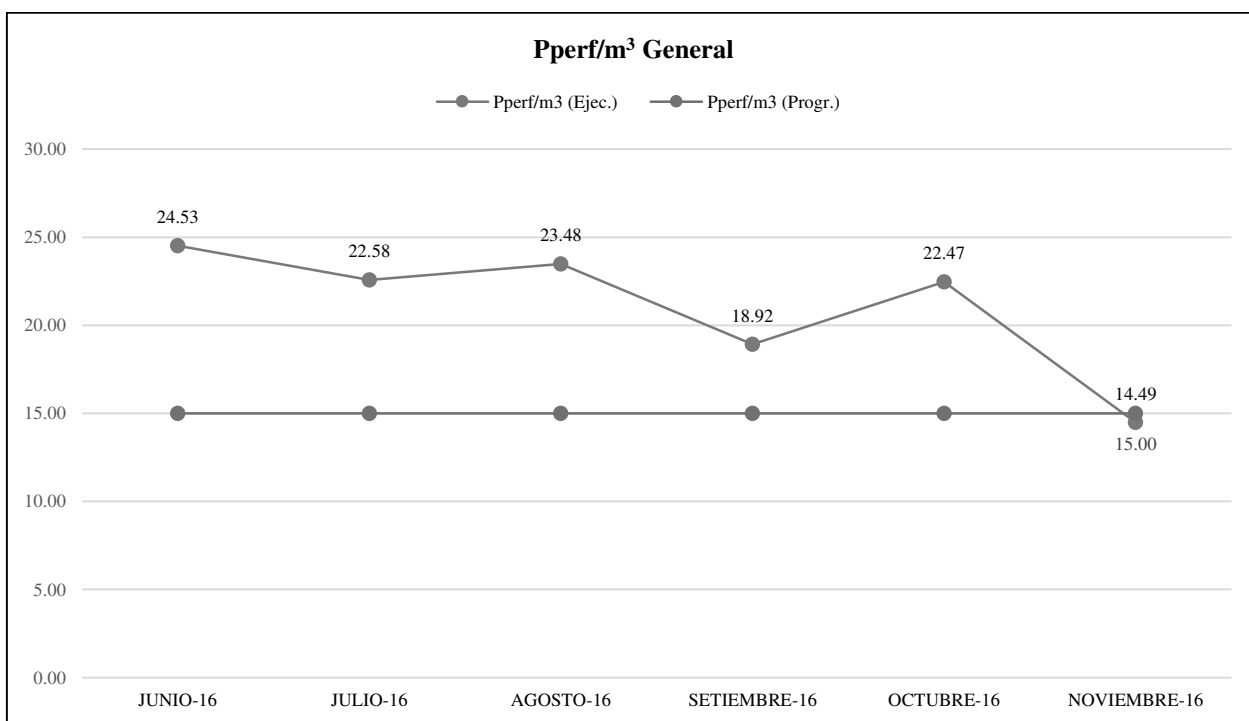


Figura 57: Pperf/m³ Programado Vs Ejecutado.

Fuente: SIG Minera Tauro SAC.

4.1.18. Rendimiento toneladas métricas por horas guardia general (TM/HG)

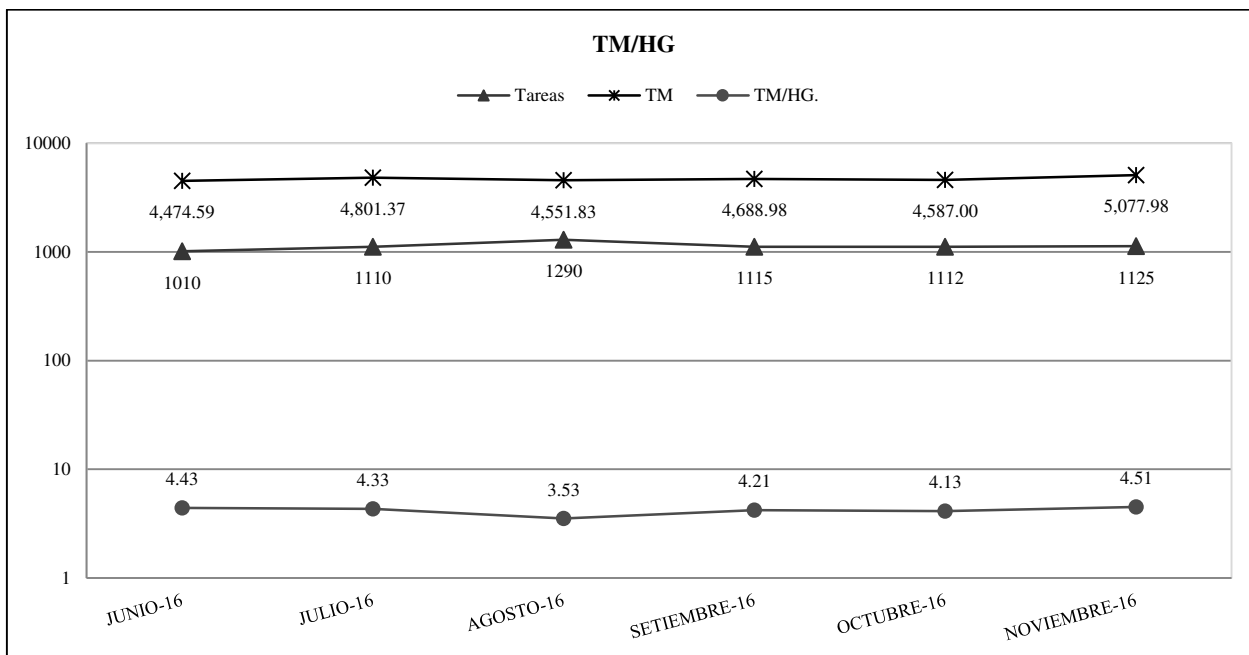


Figura 58: Rendimiento TM/HG.

Fuente: Ratios mina Paraíso.

4.1.19. Verificación de resultados obtenidos del Tj 5105-1 Nv 1700.

En las figuras 48 y figura 50 ya se detalla los resultados de producción y liquidación mensual del TJ 5105-1 Nv 1700. A continuación, se muestra ratios obtenidos durante el proceso de la prueba piloto, donde se hace un comparativo de lo que se tiene como indicador general y un nuevo indicador con el nuevo método de voladura en realce con taladros acumulados.

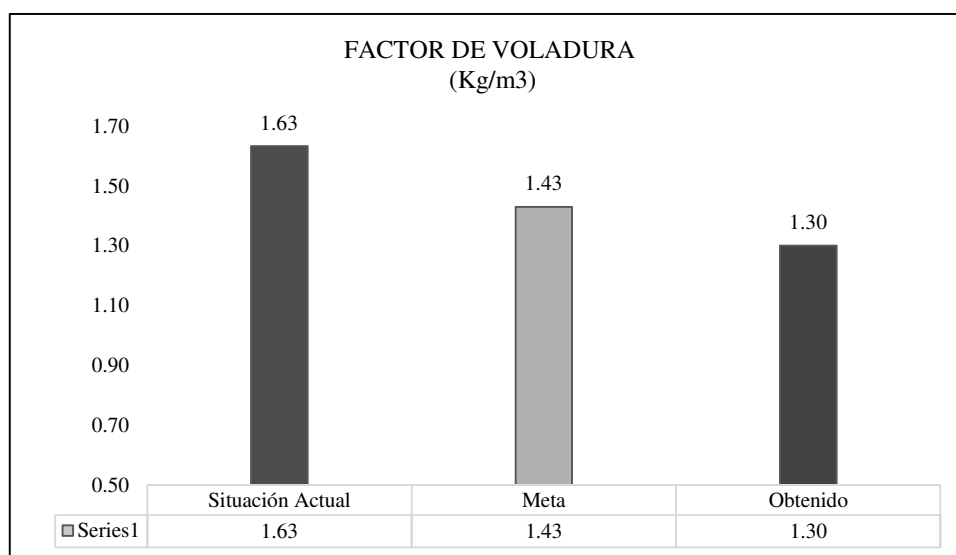


Figura 59: Factor de potencia obtenida durante el proceso Tj 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Ratios Mina Paraíso.

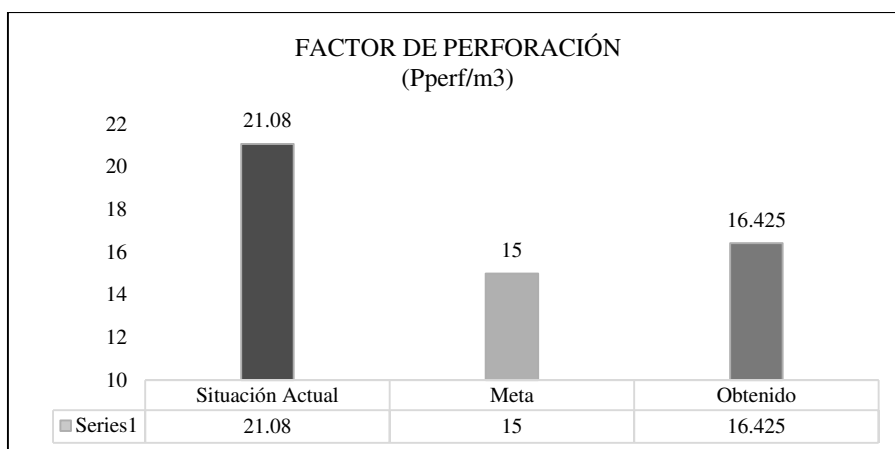


Figura 60: Factor de perforación obtenida durante el proceso Tj 5105-1 Nv 1700

Fuente: Ratios Mina Paraíso.

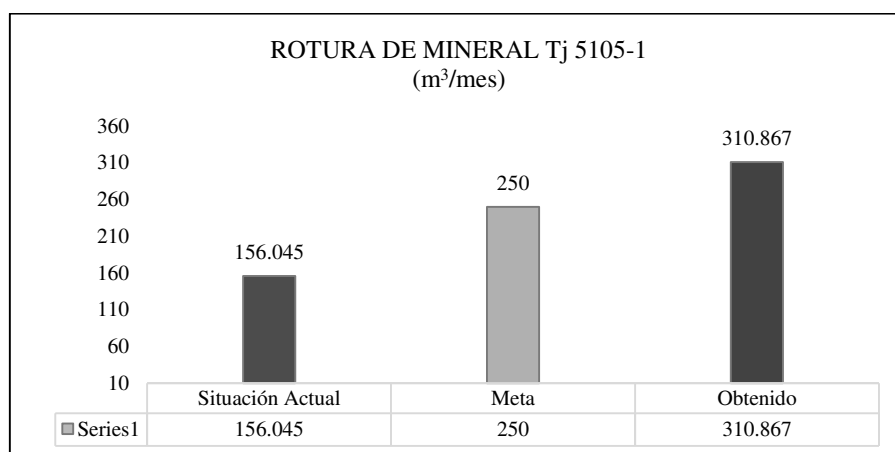


Figura 61: Rotura de Mineral Obtenido en el Tj 5105-1 Nv 1700, durante el proceso.

Fuente: Ratios Mina Paraíso.

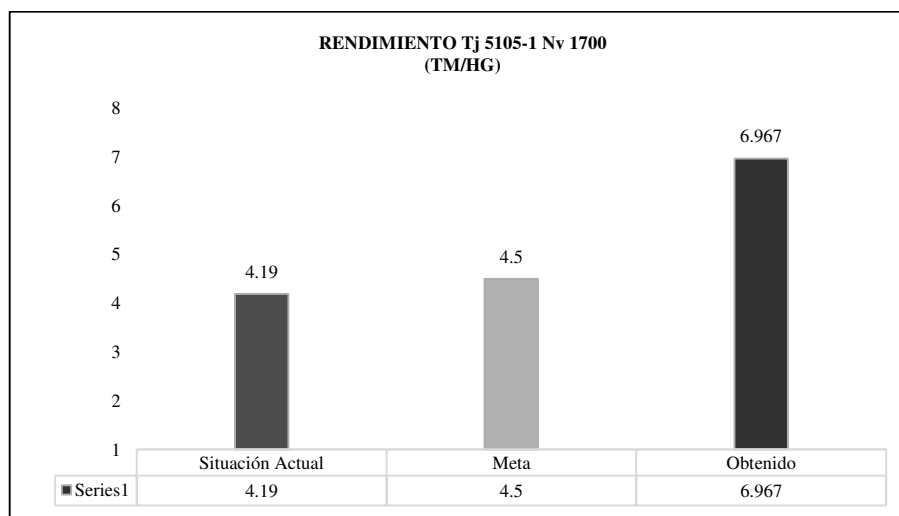


Figura 62: Rendimiento horas guardia obtenidas durante el proceso Tj 5105-1 Nv 1700

Fuente: Ratios Mina Paraíso.

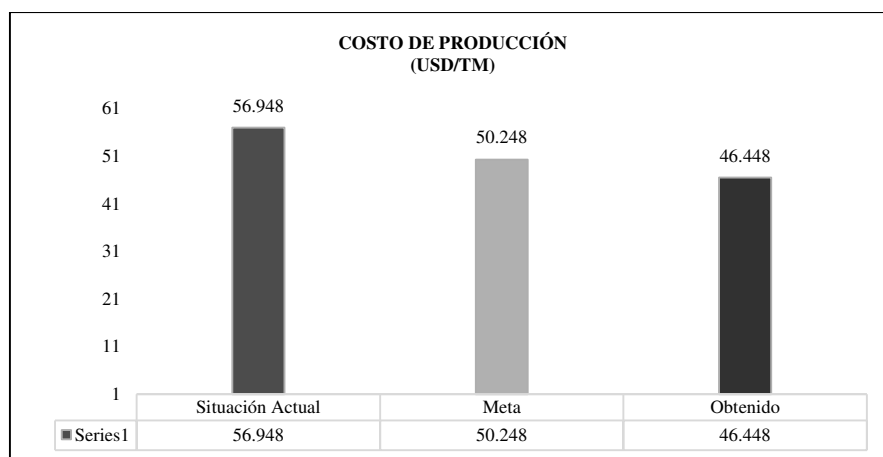


Figura 63: Costo de producción obtenida durante el proceso.

Fuente: Planeamiento Mina Poderosa y dato obtenido dentro del proceso.

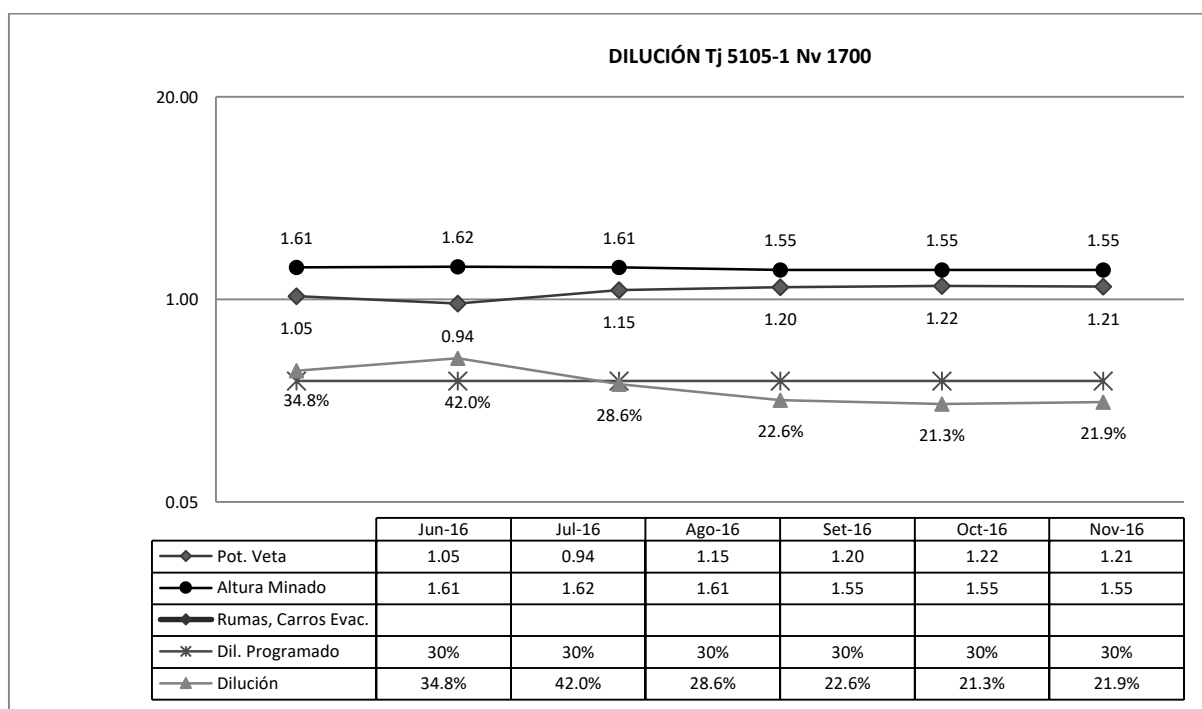


Figura 64: Dilución obtenida versus el programado.

Fuente: Planeamiento Mina Poderosa

4.1.20. Secuencia de minado del Tj 5105-1 Nv 1700.

La secuencia de minado es como se detalla en la figura siguiente. Cabe resaltar que los tajos del Nv 1600 y 1700. El método de explotación se dará con el método de perforación en realce con taladros acumulados en todo el corte.

El tajeo en el Nv 1800 dependerá de los proyectos que se avancen por encima del mismo nivel, toda la zona de la Mina Choloque no cuenta con relleno Hidráulico.

4.2. Discusión de resultados

- ✓ La evaluación Geomecánica en el TJ 5105-1 Nv 1700, nos permitió determinar la calidad del macizo rocoso.

Tabla 64: Resultados obtenidos de la evaluación geomecánica Tj 5105-1 Nv 1700.

RQD	RMR	Q	GSI	Calidad de roca	Esfuerzo compresivo caja techo	Spam máximo	AutosopORTE sin sostenimiento	Sostenimiento
66%	48	5,5	F/R	Regular	1377 kgf/cm ²	20,85 m	4 días	PSS puntuales

Fuente: Cálculos propios del autor.

Arrojando como resultado una roca de calidad regular, donde se puede emplear perforación y voladura en realce con taladros acumulados en forma masiva sin afectar la caja techo del tajo.

- ✓ De acuerdo al modelo matemático de PEARSE se obtiene.

Tabla 65: Parámetros de diseño de malla de perforación de acuerdo al modelo matemático de Pearse.

B (Calculado)	E (Calculado)	E (Reajustado)	Malla de perforación calculado	Malla de perforación (Reajustado)
0,40 m	0,70 m	0,40 m	2 a 1	3 a 2

Fuente: Cálculos propios del autor.

Tratándose de una estructura mineraliza cuarzosa se tuvo que reajustar la malla de perforación, calculada de acuerdo al modelo matemático donde se tuvo inconvenientes en el proceso de voladura, demasiado cuerpo en la salida de la segunda fila del disparo.

- ✓ Al incrementar la cantidad de taladros perforados se tuvo que disminuir la potencia y cantidad de explosivo.

Tabla 66: Tipo de explosivos usados, cantidad de cartuchos por taladro y los espaciadores de detritus.

Explosivos usados		N° cart/tal		N° cart detritus/tal
Antes	Durante	Antes	Durante	
Emulex 65%	Emulex 45%	5	4	3

Fuente: Cálculos propios del autor.

Durante el proyecto se estandarizo la malla de perforación de 3 a 2 utilizando Emulex 45% donde la voladura alcanza una eficiencia de 92% en promedio.

- ✓ Comparativo de perforación y voladura en Breasting y realce con taladros acumulados.

Tabla 67: perforación y voladura en Breasting y realce.

Taladros perforados por guardia		N° de desquiches		Tiempo de perforación	
Breasting	Realce con taladros acumulados	Breasting	Realce con taladros acumulados	Breasting	Realce con taladros acumulados
13 a 15 tal/guardia	50 a 55 tal/guardia	26 a 28 desq. /mes	3 cort/mes	1 desq. /guardia	6 guardias/cort

Fuente: Cálculos propios del autor.

Al cambiar el sentido de minado se logra incrementar la cantidad de taladros perforados y numero de cortes por mes; por ende, incrementar la producción de mineral que es nuestro principal objetivo (tabla 67).

- ✓ Se redujo el factor de potencia.

Tabla 68: Resultados de factor de potencia Tj 5105-1 Nv 1700.

Programado	Factor de potencia (kg exp/m ³)		
	Calculado	Antes del proyecto	Logrado
1,43	1,30	1,63	1

Fuente: Cálculos propios del autor.

Al ver que hay una disminución en cuanto al factor de potencia; a simple vista hay mejoras en el proceso de minado del tajo.

- ✓ Se disminuye la dilución de mineral donde el programado para el TJ 5105-1 es 30%, obteniéndose una dilución de 22% en promedio con el minado con perforación y voladura en realce con taladros acumulados, gracias al uso de espaciadores de detritus y tendido de mangas de ventilación recuperadas encima del relleno.
- ✓ Durante el proceso del cambio de método se tuvo una capacitación permanente del personal a cargo de la labor en perforación y voladura en realce con taladros acumulados (Voladura masiva).

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

- ✓ La producción de mineral antes del proyecto tenía un cumplimiento de 59% promedio general, durante y después del proyecto se incrementa a 68% incrementándose en un 9%. Respecto a la producción del Tj 5105-1 Nv 1700, se tenía un cumplimiento de 62%, durante el proyecto llega a 155% de cumplimiento incrementándose en un 55% mas a lo programado, alcanzando una valorización mensual de S/ 63 207,905 soles en promedio con respecto a liquidaciones anteriores S/ 14 728,635 soles. Del mismo modo el rendimiento horas guardia alcanza 6,967 TM/HG de 4,5 TM/HG y finalmente el costo de producción se redujo de 56,948 USS/TM a 46,448 USS/TM por todos estos resultados se concluye que el proyecto es rentable y viable.
- ✓ Los parámetros de perforación son $B = 0,40$ m y $E = 0,70$ m de acuerdo al modelo matemático de Pearse. Haciendo un reajuste de acuerdo a la calidad de la roca (Regular) y pruebas realizadas en el Tj 5105-1 Nv 1700 finalmente se tiene un $B = 0,40$ m y $E = 0,40$ m con longitud de perforación efectiva de 1,40 m en sentido del buzamiento de la veta (Realce), con 92% de eficiencia de perforación, taladros perforados por guardia 53, taladros perforados por corte 300, con distribución de taladros de 3 a 2 filas para una potencia de veta de 1,20 m. Bajo estas condiciones se logra incrementar la producción de mineral.
- ✓ El diseño de voladura para el Tj 5105-1 Nv 1700, tiene una secuencia de salida de 3 a 2 filas cargados con explosivos de tipo emulsión (Emulex 45% de 1"x7") con 4 cartuchos por taladro y espaciados con detritus, como accesorio se utiliza Carmex de 1,80 m de longitud, cordón detonante 5P para transmitir simpatía y mecha rápida Z-18 para iniciar el chispeo de la voladura de los taladros de todo el corte. Bajo estas condiciones se tiene una eficiencia de voladura de 95% con factor de potencia de 1 kg exp/m³ con respecto a lo programado de 1,43 kg exp/m³ reduciéndose en un 30% el consumo de explosivo, por consiguiente, influye positivamente en la ejecución del proyecto.
- ✓ La dilución se redujo a 22% en promedio en los últimos tres meses con respecto a lo programado por el departamento de planeamiento que es 30% en el Tj 5105-1 Nv 1700
- ✓ En el mapeo geomecánico se obtiene un RMR de 48, Q de Barton de 5,5 y GSI: F/R que indica que se tiene una calidad de roca (Regular), se sostiene con pernos Split Set de 1,5 m de longitud y puntualmente en algunos casos se sostendrá con puntales de madera con paltos Jack Pot.

5.2. Recomendaciones

- ✓ Antes de empezar la actividad de guardia, verificar la ventilación, identificar los peligros, riesgos y tomar las medidas de control en el tajo, registrando en el IPERC continuo todas las condiciones observadas.
- ✓ Antes de perforar los taladros marcar la malla de perforación de acuerdo al Burden y Espaciamiento calculado y reajustado, para que el perforista ejecute la perforación en el lugar indicado con dirección correcta.
- ✓ En la etapa de perforación, mantener el paralelismo de los taladros con el uso de guidores de madera, así como la longitud de perforación.
- ✓ Cargar los taladros con Emulex 45% de 1" x 7", espaciados con detritus y usar como máximo 4 cart/tal, el cebo se prepara con un cartucho, carmex de 1,80 m y Pentacord para transmitir simpatía a la carga de columna, enganchar correctamente el Igneiter al Carmex de acuerdo a la secuencia de salida del disparo.
- ✓ Disparado el tajo se debe evaluar minuciosamente las condiciones del macizo rocoso (caja techo) así como la estructura mineraliza y observar los factores influyentes del terreno, sostener con pernos Split Set de 1,50 m de longitud donde requiera.
- ✓ Realizar la limpieza cuando todo el corte este controlado y sostenido adecuadamente.
- ✓ Realizar la evaluación Geomecánico constantemente para ir viendo el comportamiento de las cajas y verificar áreas perturbadas originadas por el disparo.
- ✓ El material de relleno se acumulará en la CH de descarga de relleno en el caso de labores de avance horizontal, en la CH 04 y IN 5000 se acumularán la carga en la tolva de descarga del IN hasta culminar la perforación de todo el corte, recién se jalará el desmonte para el relleno el tajo.
- ✓ El supervisor debe ser la persona encargada de guiar a los colaboradores a realizar un trabajo adecuado y eficiente durante la perforación.

Referencias Bibliográficas

- Arpi, Luis. 2010.** Rellenos en Minería. Academia. [En línea] 15 de Enero de 2010. https://www.academia.edu/33722149/Rellenos_en_mineria.
- Barton, N.R, Lien, J y Lunde, J. 1974.** Engineering Classification of Rock Masses for the desing of Tunnel Support. s.l. : Rock Mechanics and Rock Engineering, 1974.
- Bieniawski, Z.T. 1989.** Engineering Rock Mass Classification: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering. Canada : John Wiley & Sons, 1989.
- Bravo, Dario. 2017.** Aumento de la Productividad en el Metodo Long Wall Mining Sostenido por Puntales con Cabezal de Jack Pot en la U.P. San Andres-Minera Aurifera Retamas MARSÁ S.A. Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, Abancay : 2017.
- Carlos, 2006.** Caracterización y Rol de las Fallas (E-W) Secantes en la Mineralización Aurífera Filoneana del Batolito de Pataz, Perú. Québec : s.n., 2006.
- Chambi, Anthony. 2014.** "Proyecto de explotacion de la veta la Picada por el metodo Corte y Relleno Ascendente Empresa Minera Aurifera Estrella-Caraveli-Arequipa". Arequipa : s.n., 2014.
- CMC, Poderosa. 2013.** Prevenir la caída de cuadros por efecto del disparo en Mina Papagayo. Paraiso : Poderosa, 2013.
- De la Cruz, Eduardo. 2014.** Optimizacion Economica aplicando el Metodo de explotacion Long Wall Minig frente al Metodo Corte y Relleno Ascendente en CIA Minera Poderosa S.A., Unidad Santa Maria. Universidad Nacional del Centro del Peru, Huancayo : 2014.
- Deere, Don. 2014.** Rock Quality Designation (RQD). Canada : U.S. Army Engineer Waterways Experiment Station, 2014.
- Donaires, Vicente. 1977.** Sosténimiento de Minas Subterráneas. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima : 1977.
- Energía, Sociedad Nacional de Minería Petróleo y. 2004.** Manual de Geomecánica aplicada a la Prevención de accidentes por Caída de Rocas en Minería Subterránea. Junio de 2004.
- EXSA.** Manual Práctico de Voladura. s.l. : Cuata Edicion. 2001.
- FAMESA. 2016.** Catálogo de Explosivos. 2016.
- Flores, Jaime. 2007.** Costos y Presupuestoa. Lima : Grafica Santo Domingo, 2007. 9789972273247.
- Huaman, Luis. 2018.** "Proyecto de explotacion por Corte y Relleno Ascendente-Unidad Minera Paraiso Azuay-Ecuador". Arequipa : s.n., 2018.
- inyge. 2018.** www.inyge.cl. [En línea] 2018.
- John Wilson, Luis Reyes. 1964.** Geología del Cuadrangulo de Pataz. Lima : Comision de la Carta Geológica Nacional, 1964.
- López Carlos, López Emilio. 1994.** Manual de Perforación y Voladura de Rocas. España : IGME, 1994.

- Lopez, Yony. 2012.** "Optimizacion del metodo de explotacion corte y relleno ascendente para incrementar la produccion en la Compañía Minera Cobre Nazca Unidad Santa-ANA". Huancayo : s.n., 2012.
- Mallqui, Anibal. 2003.** "Servicios Auxiliares Mineros". s.l. : Ultima edicion (corregida), 2003.
- Marcos, Dennis. 2015.** Evaluación Económica del Sistema de Extacción de la Mina Papagayo de CIA Minera Poderosa. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima : 2015.
- Milla, Oscar. 2013.** "Evaluación del Nivel de Gestion de Riesgos para la Mejora Continua de la Seguridad y Salud en el Proceso de Minado Marañón CIA. Minera Poderosa S.A:". Lima, Lima, Lima : s.n., 2013.
- MITASAC. 2018.** www.mineratauro.com. www.mineratauro.com. [En línea] Enero de 2018. <http://www.info@minerataurosac.com>.
- Moran, Jose. 2009.** Análisis Técnico Económico para Explotar por Taladros Largos el Tajo 775 en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima : 2009.
- Palmstrom, Arild. 2005.** Mediciones y correcciones entre el tamaño de bloque y designacion de calidad de roca. India : Published in Tunnels and Underground Space Tecnology, 2005.
- Poderosa. 2017.** Informe anual de sostenibilidad 2016. Lima : Compañía Minera Poderosa S.A., 2017.
- Poderosa. 2018.** www.poderosa.com.pe. www.poderosa.com.pe. [En línea] Enero de 2018. [Citado el: Jueves de Abril de 2018.]
- Poderosa, Cia Minera. 2016.** Informe Anual de Sostenibilidad. Lima : Comunica S.A.C., 2016.
- Polo, Rober. 2017.** Evaluación del Método de Explotación y Control de la Altura de Minado según las Condiciones Geomecánicas de la Veta Daniela en la Empresa Especializada Comiluz SAC de MARSА. Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo : 2017.
- Priest, Stephen. 1993.** Discontinuity Analysis for Rock Engineering. Hong Kong : Springer Science & Business Media, 1993.
- Sánchez, Enrique y Miró, Roberto. 2006.** Geomecánica aplicada a la pequeña minería: Semana de la Prevención de Accidentes Mineros e Riesgos Geomecánicos. Lima : LDM Editorial, 2006. 9872293708.
- Sarmiento, Jorge. 2014.** 1er Gran Diccionario Minero. Lima : s.n., 2014. Vols. V-1.
- Sociedad Geologica del Perú. 2008.** VII Congreso Peruano de Geología "Pedro Verástegui Mackee". Lima : Sociedad Geológica del Perú, 2008.
- Tacza, Juanito. 2015.** Selecccion del Metodo de Minado Masivo para Vetas Angostas en la U.E.A. Caudalosa Grande, en Castrovirreyna Compañía Minera S.A. Universidad Nacional del Centro del Peru, Huancayo : 2015.
- Minera Tauro. 2017.** Reportes de Operación Diaria. Vijus-Pataz : Minera Tauro S.A.C., 2017.
- Universidad Nacional del Altiplano. 1999.** Explotacion Subterranea: Metodos y casos Practicos. Puno : UNAP, 1999.

Wilson, John y Reyes, Luis. 1964. Geologia del cuadrangulo de Pataz: (hoja 16 - h). Lima : Comisión de la Carta Geológica Nacional, 1964, 1964.

Zamudio, Moreno y Zúñiga, Aldofrodo. 2012. Ventajas economicas del Metodo Long Wall sobre el Metdo Corte y Relleno Ascendente en la explotacion de la veta Valeria, Mina San Andres, U:E:A: Marsa. Universidad Nacional de Huancavelica, Huancavelica : 2012.



ANEXOS

Anexo I: Fotos de preparación, encebado, amarre, chipeo, limpieza y relleno del TJ 5105-1 Nv 1700.



Fotografía 4: Explosivos y Accesorios de Voladura utilizados en el tajo piloto.

Fuente: Fotografía del autor.



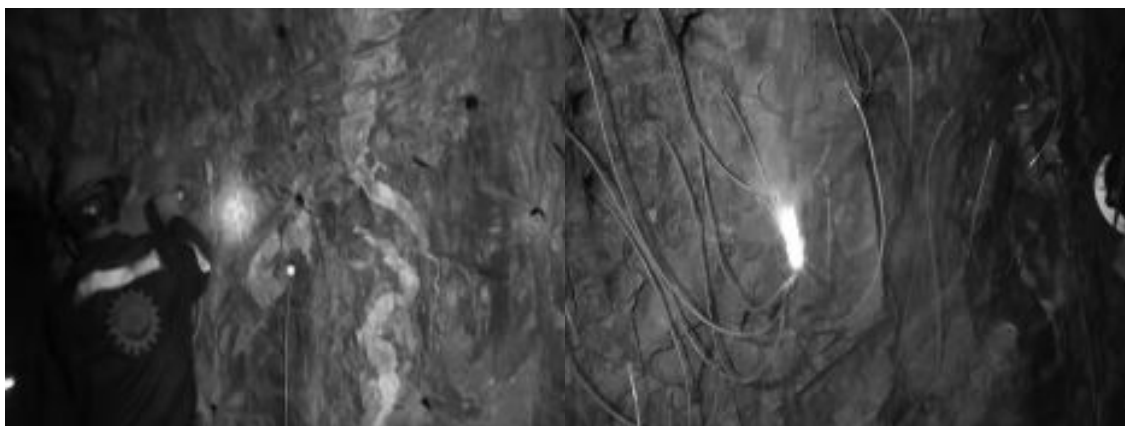
Fotografía 5: Encebado del explosivo Emulex 45% TJ 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Fotografía del autor.



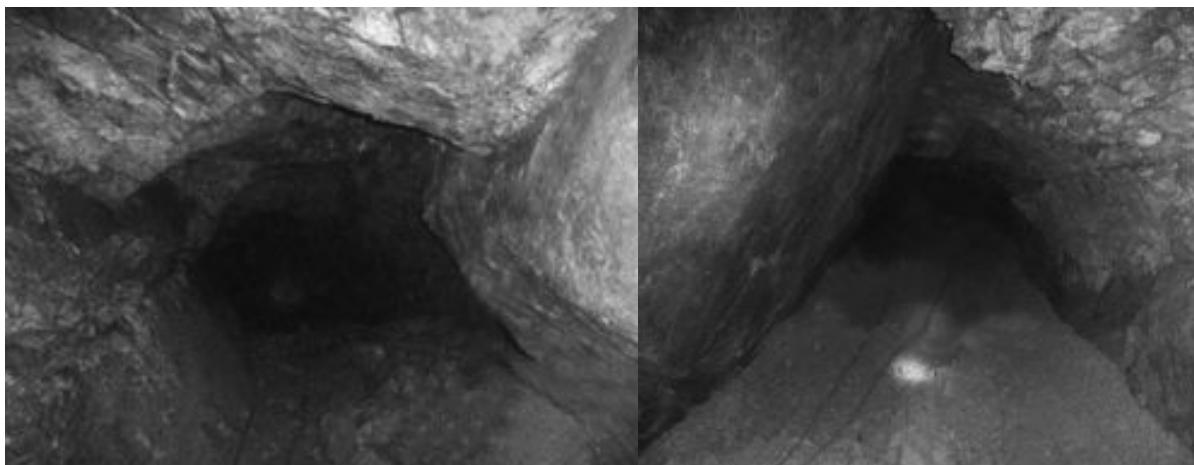
Fotografía 6: Tendido de manga de ventilación recuperada sobre puntales de madera y entablados puntuales.

Fuente: Fotografía del autor.



Fotografía 7: Carguío y Chispeo y disparo del TJ 5105-1 Nv 1700.

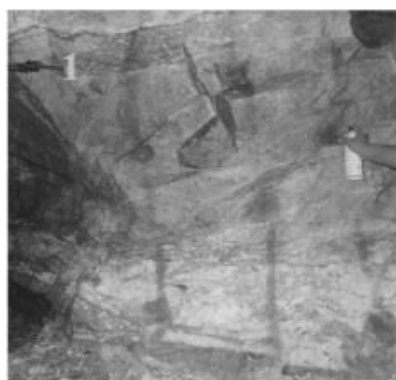
Fuente: Fotografía del autor.



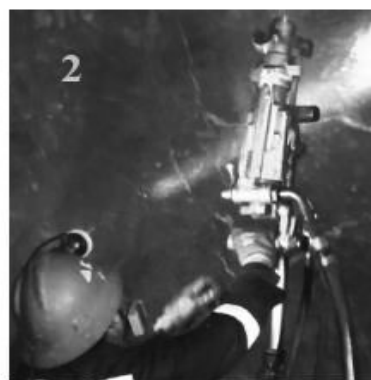
Fotografía 8: Limpieza de mineral, relleno con desmonte.

Fuente: Fotografía del autor.

Anexo II: Figuras de ciclo de minado con el método de perforación y voladura en realce con taladros acumulados, acumulación de taladros en todo el corte, limpieza de mineral de corte completo, IPERC continuo, estándar de explotación por corte y relleno ascendente con perforación y voladura en realce y PETS de perforación con maquina JackLeg en realce en tajeos.



Marcado de Malla de perforación



Perforación de taladros acumulados TJ 5105-1



Encebado y carguío de taladros acumulados



Amarre de Carmex y Igniter Cord

CICLO DE MINADO



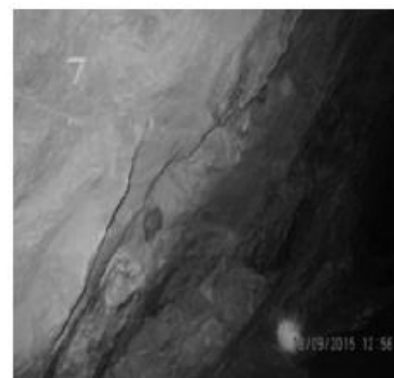
Chispeo y Voladura del Tj 5105-1



Relleno del Tajo



Limpieza de Mineral



Sostenimiento del Tajo



Desatado del Tajo

Figura 65: Ciclo de minado del Tj 5105-1 Nv 1700
Fuente: Propio del autor.

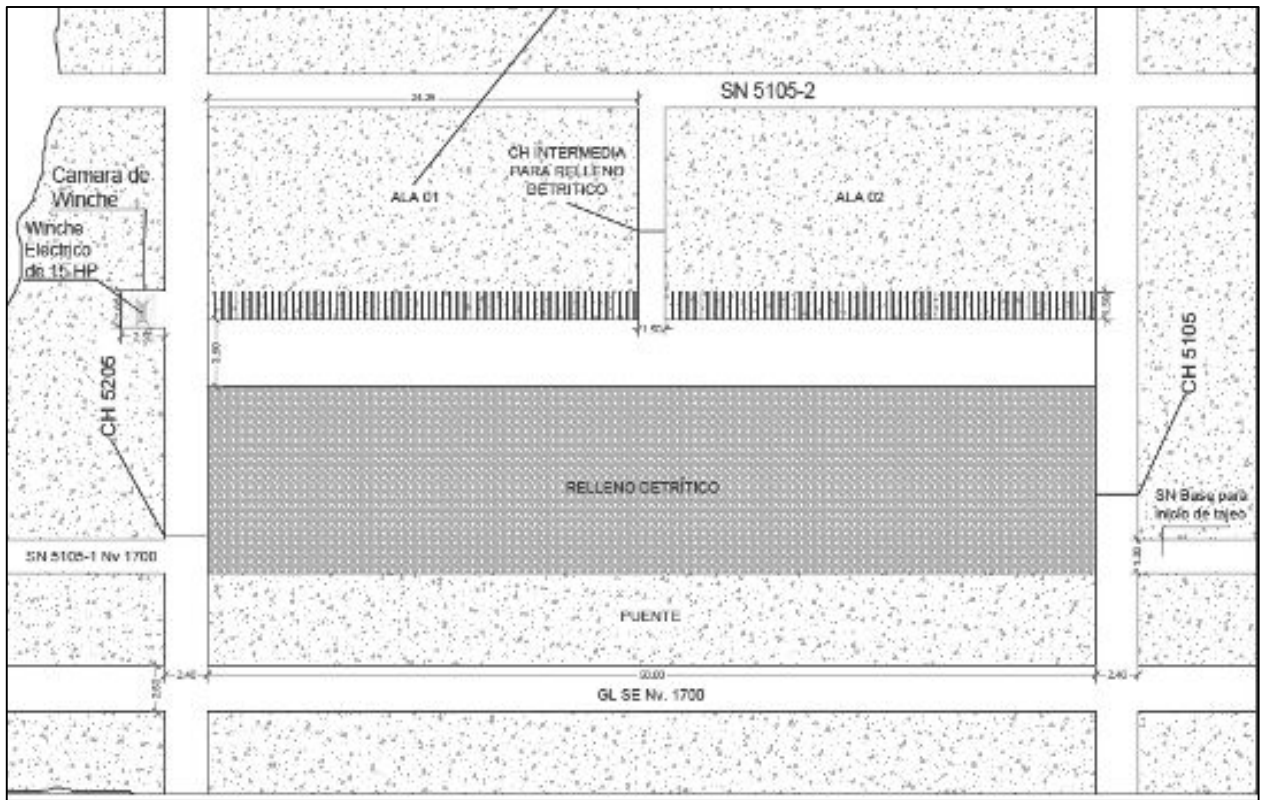


Figura 66: Acumulación de taladros en todo el corte del TJ 5105-1 Nv 1700.

Fuente: Propio del autor.

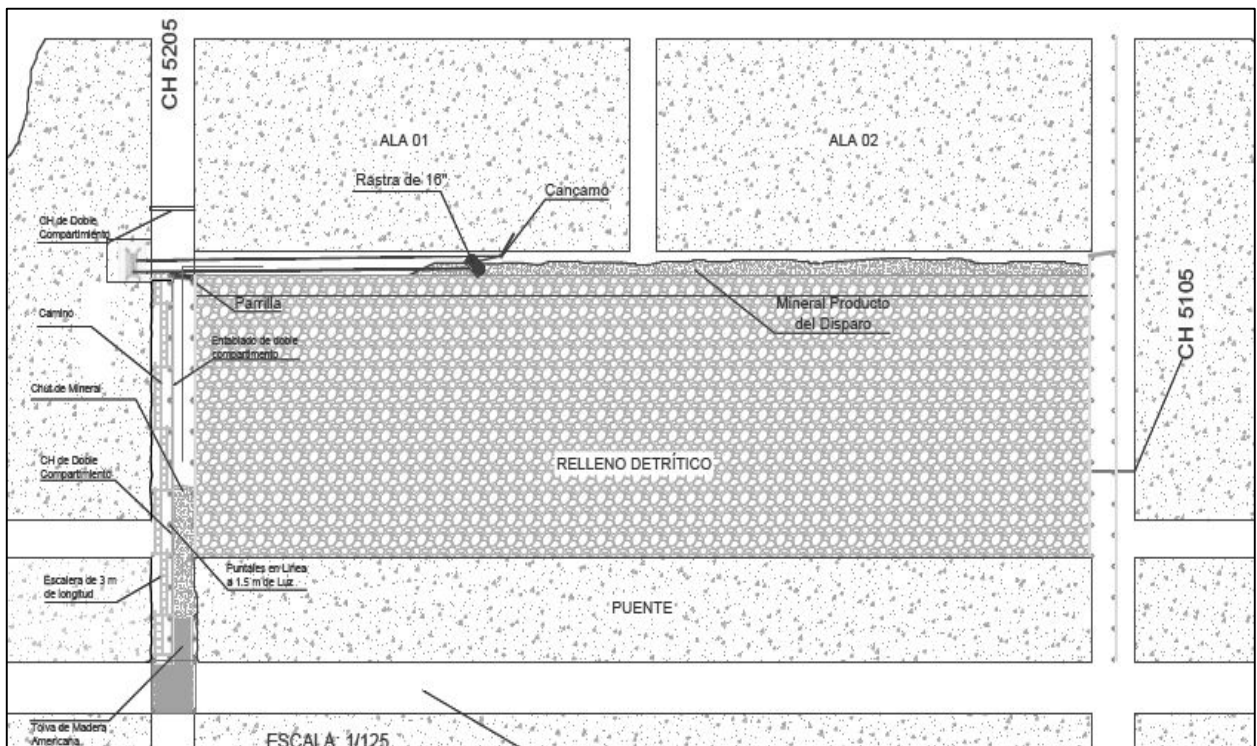


Figura 67: Limpieza de mineral con winche eléctrico de 15 HP y sostenimiento pernos Split Set de 5 pies.


Fuente: Diseño del autor.

SEVERIDAD		MATRIZ DE EVALUACION DE RIESGOS						NIVEL DE RIESGO	DESCRIPCION	PLAZO DE CORRECCION
Catastrófico	1	1	2	4	7	11				
Fatalidad	2	3	5	8	12	16	ALTO - 1-8	Riesgo intolerable, requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar PELIGRO se paraliza los trabajos	0-24 HORAS	
Permanente	3	6	9	13	17	20	MEDIO - 9-15	Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar de manera inmediata	0-72 HORAS	
Temporal	4	10	14	18	21	23	BAJO - 16-25	Este riesgo puede ser tolerable	1 MES	
Menor	5	15	19	22	24	25				
		A Común	B Ha sucedido	C Podría suceder	D Raro que suceda	E Prácticamente imposible que suceda				
FRECUENCIA										
DATOS DE LOS TRABAJADORES:										
HORA	NIVEL/LABOR	NOMBRE Y APELLIDOS				FIRMA				
08:30 a.m.	Nv. 1700 TJ 5105-1	Eduardo Escobedo Rubio								
		Juan Ortiz Caipo								
IPERC CONTINUO										
DESCRIPCION DEL PELIGRO	RIESGO	EVALUACION IPER			MEDIDAS DE CONTROL A IMPLEMENTAR	EVALUACION DE RIESGO DESPUES				
		A	M	B		A	M	B		
Concentración de gases (Ventilador apagado)	Exposición a gases	8			Encender el ventilador y ventilar			12		
Concentración de polvo (en la carga y el tajo)	Exposición a polvo		13		Regar la carga y la labor, usar el respirador			20		
Roca fracturada y suelta en el ultimo corte del tajo	Desprendimiento de rocas	8			Desatar el tope con barretilla adecuada techo, hastial y frente			12		
Falta de orden y limpieza (herramientas en el piso)	Caída en el mismo nivel		13		Ordenar y colocar en el perchero las herramientas			20		
Superficie irregular y resbaladiza (desnivel en el acceso y el mismo tajo)	Caída en el mismo nivel		13		Colocar sogas pasamano, pisar en piso uniforme y rugoso			20		
Winche en operación	Golpeado o atrapado por cable de winche		13		Ubicar al ayudante en lugar seguro y colocar bloqueos en las entradas			20		
Manipulación de materiales (traslado y uso de puntales)	Golpeado contra el piso o atrapado entre puntales		13		Usar los garfios bien clavados, no exponer las manos en los filos			20		
					Coordinar y comunicar los movimientos					
Herramientas (uso de corvina y azuela)	Contacto con filo de corvina		13		Usar los caballetes, separar los pies			20		
Proyeccion de partículas al picar patillas	Contacto con partículas a la vista		13		Usar los lentes de seguridad			20		
Empate de barreno a la roca	Golpeado contra la roca		13		Usar el disco de jebe			20		
Perforación del frente del tajo	Desprendimiento de rocas		13		Desatar en cada taladro si requiere			20		
Explosivos (manipuleo, chispeo y disparo)	Explosión	8			Usar punzón, chispear entre 2 personas y colocar bloqueos			12		
Postura incorrecta para el desatado de rocas sueltas.	Exposición a postura incorrecta		13		Desatar con barretilla adecuada y posicion correcta			20		
SECUENCIA PARA CONTROLAR EL PELIGRO Y REDUCIR EL RIESGO										
1.- Ventilar por 30 minutos como minimo o hasta que se disipe la concentracionde gases, reportar el incidente.										
2.- Desatar desde lugar seguro evitando el rebote.										
3.- Coordinar con las labores aledañas para realizar la voladura										
DATOS DE LOS SUPERVISORES										
HORA	NOMBRE SUPERVISOR	MEDIDA CORRECTIVA						FIRMA		
10:10 a.m.	Wilmer Makucachi	Se verifico que el personal no coloco bloqueo en la entrada para evitar el golpe por el cable de acero, se reinstroyo in-situ y se hizo colocar.								
01:30 p.m.	Jorge Pedro	Se corrige el IPERC aumentando un peligro Postura incorrecta en el desatado. Se corrige emplear las barretillas correctas para el desatado.								
NOTA: Eliminar peligros es Tarea Prioritaria antes de iniciar las operaciones diarias.										

Figura 68: Llenado del IPERC continuo antes de la actividad de guardia.

Fuente: Departamento de seguridad de Minera Tauro.



	Estándar de Explotación por Corte y Relleno Ascendente con Perforación y Voladura en Realce		CIA MINERA "PODEROSA"
	Código: E-MIN-12-1	Versión: 0	
	Fecha de elaboración: 18-09-16	Página:5 de 5	

1. OBJETIVOS

Establecer y uniformizar las dimensiones de los blocks y secuencia de explotación por el método de corte y relleno con perforación y voladura en realce de las vetas sub verticales, minimizando los riesgos de seguridad y salud ocupacional.

2. ALCANCE

Aplica a todos los tajos con cajas competentes y vetas sub verticales en interior mina.

3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS

D.S. 055-2010-EM Reglamento Seguridad y Salud Ocupacional, Art. 257 f); Art. 260; Art. 269.

4. RESPONSABILIDAD

Empresa Contratista Minera: Cumplir el presente estándar, supervisando todas las actividades desarrolladas por el personal ECM.

5. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

PARAMETROS GEOMECÁNICOS

- 5.1. Aplicar Tabla Geomecánica de Estimación de la Calidad del Macizo Rocoso para el Tipo de Sostenimiento.
- 5.2. Caja techo medianamente competente, cuando la valoración del RMR sea mayor a 40.
- 5.3. Potencia de veta mayor a 1 m.

DISEÑO E INGENIERIA

- 5.4. Distribución de malla de perforación, ver figura 1.
- 5.5. El diseño de malla de perforación dependerá de la calidad del macizo rocoso, ver figura 1, tabla 1 y 2.
- 5.6. Galerías de acceso y vías para transporte del mineral, sección 2,5 m de ancho por 2,5 m de alto.
- 5.7. Echadero de mineral de 2,40 m de ancho por 1,50 m de alto (Buzón-Camino, doble compartimiento), con una longitud de 5 m al inicio de corte.
- 5.8. Instalar parrilla de 1,20 m x 1,20 m.
- 5.9. Cámara para winche de 2 m de ancho, 2 m de alto y 3 m de largo, ubicada frente al tajeo.
- 5.10. Subnivel base de sección 1,20 m x 1,80 m.
- 5.11. El puente entre la galería y el subnivel tendrá 5 m.
- 5.12. Subnivel intermedio de sección 1,20 m x 1,80m y a 30 m arriba del subnivel base.

- 5.13. Realizar las chimeneas en dirección al buzamiento de la veta de sección 2,40 m x 1,50 m, lados del block y chimenea intermedia de 1,50 x 1,50 m que servirá de echadero no desmorte para el relleno detrítico.
- 5.14. Paneles o block a explotar son 30 m x 50 m, ver figura 2.

OPERACIÓN

Labores de desarrollo y preparación

- 5.15. El avance será ascendente en dirección del buzamiento de la veta, para vetas regulares e irregulares, longitud de taladro de 5 pies.
- 5.16. Equipo de limpieza: Winche eléctrico de 15 HP y rastra de 36 pulg respectivamente.
- 5.17. Sostenimiento con pernos Split Set puntuales, donde se requiera sostener y/o puntales de madera con platos Jack Pot puntuales.
- 5.18. En la intersección de la CH con el Tj sostener con puntales de madera y colocar encamado con rajados de madera.
- 5.19. Realizar el tendido de mangas recuperadas en el piso del tajo y entablar antes de disparar el segundo corte para eliminar la dilución del mineral.
- 5.20. Se abrirán ESC cada tres cortes para cámara de winche.
- 5.21. En relleno del tajo se debe realizar con material detrítico proveniente de las labores de avance en desmorte.

Perforación y Voladura

- 5.22. Utilizar barras cónicas de 3 y 5 pies de longitud con brocas de 36mm para la perforación.
- 5.23. Para el paralelismo de los taladros utilizar guidores de madera.
- 5.24. Pintar, con spray, el contorno del tajo y la malla de perforación.
- 5.25. La cantidad de cartuchos está en función a la calidad del macizo rocoso, longitud y ubicación de los taladros.
- 5.26. Utilizar explosivos: Emulex 45% de (1" x 7"), ver figura 2.
- 5.27. Utilizar accesorio de voladura: Carmex de 1,80 m de longitud, Igneiter Z-18, Pentacord 5P, ver figura 2.
- 5.28. Utilizar tacos de detritus de 20 cm de longitud, después de cargar un cartucho de explosivo en los taladros, ver figura 2.
- 5.29. La longitud mínima de la mecha lenta será 30 cm mayor a la longitud de perforación, ver figura 2.

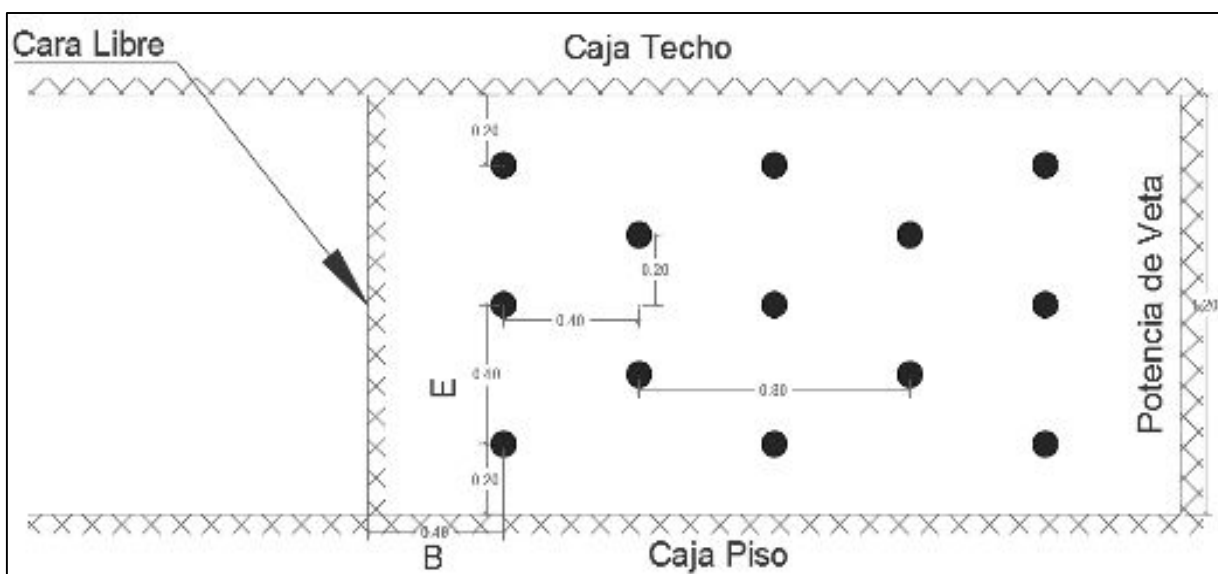


Figura 69: Distribución de taladros para una potencia de veta de 1,20 m.
Fuente: Propio del autor.

Tabla 69: Parámetros del índice de calidad del macizo rocoso.

Índice de calidad de la roca					
RQD (%)	RMR	Q	GSI		
50-90	41-90	4-10	Calidad del macizo	Clase	Valoración
			R-B	II-III	40-80

Fuente: Propio del autor.

Tabla 70: Distribución de carga explosiva en la voladura.

Distribución de carga explosiva					
N° tal perf	N° tal Disp	N° cart/tal	Explosivo a usar	Accesorios	Tacos
300	300	4	Emulex 45% de 1"x7" de dimensión	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Carmex 1,80 m ✓ Igneiter Z-18 ✓ Pentacord 5P 	Detritus de 20 cm de longitud.

Fuente: Propio del autor.

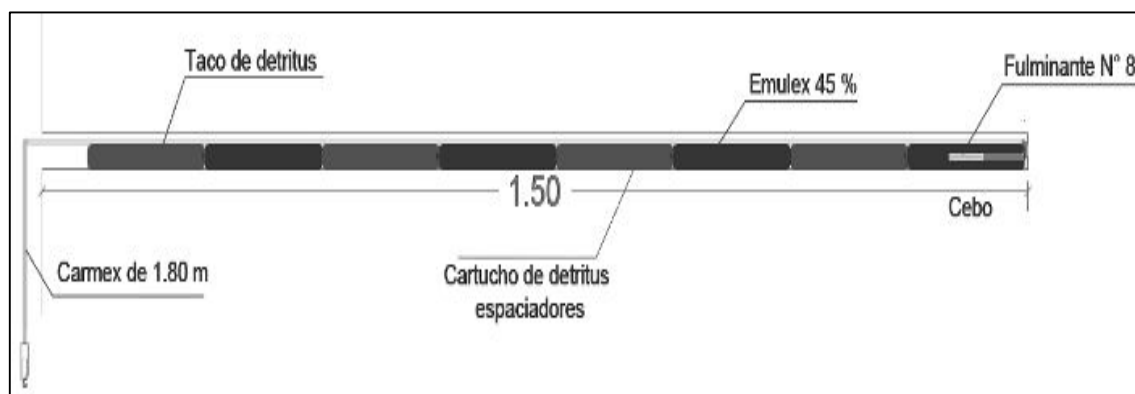


Figura 70: Distribución de explosivo en el taladro y espaciadores de detritus.
Fuente: Propio del autor.

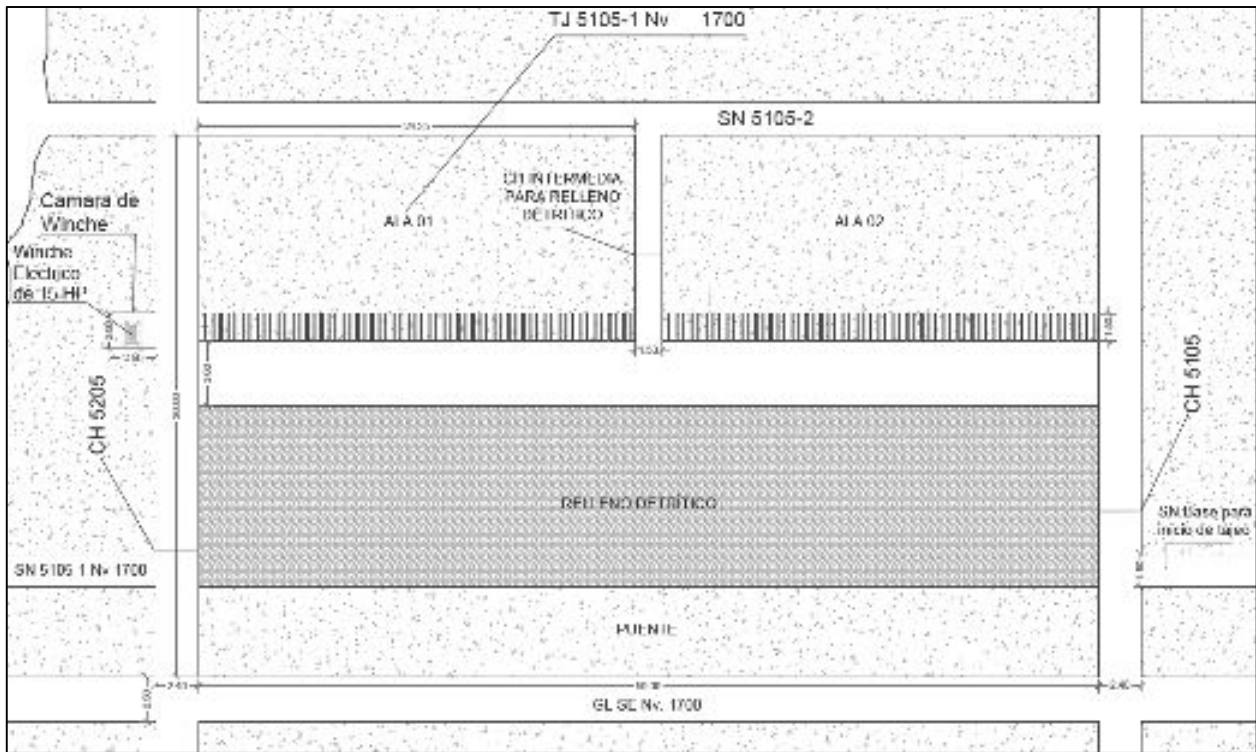


Figura 71: Block de tajeo
Fuente: Propio del autor.

6. RESPONSABLES

- 6.1. Superintendente de Mina: Asegurar el cumplimiento del presente estándar.
- 6.2. Supervisores: Cumplir con el presente estándar supervisando todas las actividades que están bajo su responsabilidad.
- 6.3. Trabajadores: Ejecutar las tareas de acuerdo a lo establecido en el presente estándar.

7. REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACION

- 7.1 Inspección diaria de labores.
- 7.2 Recomendación geomecánica
- 7.3 Tabla Geomecánica de Estimación de la Calidad del Macizo Rocos para el Tipo de Sostenimiento.

8. FRECUENCIA DE INSPECCIONES

- 8.1 Diario y semanal.

9. EQUIPO DE TRABAJO

- 9.1 Isaac Crispín Quispe
- 9.2 Fortunato Sullca Quispe
- 9.3 Juan Campos Yancee
- 9.4 Elvis Contreras Cabello
- 9.5 Rulin Ccaña Huancara

9.6 Julio Cesar Escalante Alvarez

9.7 Lincoln Julca Ríos

9.8 Higinio Villalobos De La Cruz


REVISION Y MEJORAMIENTO CONTINUO

La revisión se realizará cuando sea necesario según el PG-GI-1 Procedimiento General de Documentación, Control de Documentos y Registros.

PREPARADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
Ing. Julio Cesar Escalante Alvarez Sr. Eduardo Escobedo Rubio	Ing. Fortunato Sulca Quispe	Ing. Juan Campos Yancce	Ing. Isaac Crispín Quispe
SUPERVISOR DEL ÁREA Y TRABAJADORES	INGENIERO RESIDENTE	INGENIERO DE SEGURIDAD	GERENTE DE OPERACIONES
Fecha:18/09/2016	Fecha: 19/09/2016	Fecha: 19/09/2016	Fecha: 20/09/2016

ELIMINACIONES RESPECTO A LA VERSIÓN ANTERIOR

Punto	Descripción / Texto eliminado

	PETS		CIA MINERA "PODEROSA"
	Perforación con máquina JackLeg en realce en tajeos		
	Código: PETS-MIN 40	Versión: 00	
	Fecha de elaboración: 10-07-16	Página: 5 de 5	

1. PERSONAL

Procedimiento que aplica al personal que realiza perforación en realce con máquina JackLeg en mina en tajeos.

- 1.1. Maestro perforista
- 1.2. Ayudante perforista A
- 1.3. Ayudante perforista B
- 1.4. Capataz y Jefe de Guardia
- 1.5. Ing. Residente y seguridad

2. EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL (EPP)

CABEZA	CUERPO	EXTREMIDADES
<ol style="list-style-type: none"> 1. Barbiquejo 2. Casco tipo minero 3. Lámpara minera 4. Lentes de seguridad de malla 5. Respirador con filtro contra polvo 6. Tapones de oído u orejeras 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Arnés de seguridad y línea de vida (en labor que lo requiera) 2. Correa portalámparas 3. Ropa de trabajo con cintas reflectivas 4. Saco y pantalón de jebe (uso en presencia de agua) 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Botas de jebe con punta de acero 2. Guantes de cuero o neopreno

3. EQUIPOS, HERRAMIENTAS Y MATERIALES

EQUIPO	HERRAMIENTAS	MATERIALES
<ol style="list-style-type: none"> 1. Máquina JackLeg 2. Barra tenzadora 3. Plataforma de perforación (según la altura de la labor) 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Barras de perforación de 3, 5 y 6 pies. 2. Broca de 36 y 38 mm 3. Comba de 4, 6 y 12 libras. 4. Cuchilla 5. Disco de jebe 6. 02 juegos de barretilla de 4, 6, 8, 10 y 12 pies (según la altura de corte) 7. Llave Stilson N° 14 8. Mangueras de jebe de 1 y ½ pulg de diámetro 9. Pico y lampa (palana) 10. Saca barreno y saca broca 11. Flexómetro 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Aceite grado 100 2. Aceiteras 3. Cinta Band-it 4. Cordel 5. Guiadores de madera 6. Pintura o Spray

4. PROCEDIMIENTO

Normal generales para toda perforación

- a. Verificar la ventilación de la labor
- b. Usar guiadores de madera en todo momento para conservar el paralelismo de los taladros
- c. Verificar visualmente la salida del agua, hacer barrido para evitar el atascamiento de la barra de perforación.
- d. La máquina perforadora JackLeg será operado por el maestro perforista

Antes de iniciar la perforación

1. Verificar su EPP antes de ingresar al turno de trabajo
2. Verificar que las herramientas y materiales se encuentren en buenas condiciones
3. Inspeccionar el área de trabajo y registrar en el formato de IPERC continuo.
4. Desatar las rocas sueltas antes, durante y después de la perforación
5. Marcar la malla de perforación (B y E) según la potencia de veta y tipo de roca
6. Verificar el nivel del aceite en la lubricadora, en caso lo requiera abastecer.
7. Abrir las válvulas respectivas para evacuar el detritus existente, antes de conectar las mangueras de aire comprimido y agua.
8. Realizar el empatao de las mangueras de aire y agua a la máquina perforadora, verificar que las válvulas de agua y aire estén cerradas y usar los bushing en ambas conexiones.
9. Probar la máquina perforadora en vacío con rotación lenta, para ello el ayudante debe abrir las válvulas de aire y agua solo cuando el maestro perforista la indique.

Durante la perforación

1. El perforista instala la máquina perforadora y ubicar el pie de avance sobre un piso estable
2. El ayudante coloca la barra de perforación de 3 ó 4 pies a la máquina perforadora con su respectivo disco protector.
3. En caso de perforar con dos máquinas simultáneamente, se debe perforar de acuerdo a la secuencia establecida en la malla.
4. Iniciar el empatao de los taladros con rotación lenta utilizando barra de perforación de 3 pies, los mismos que deben tener obligatoriamente el disco de jebe. El ayudante debe agarrar la barra de perforación detrás del disco de jebe, luego continua con las barras de mayor longitud.
5. Durante la perforación se realiza el desatado de rocas cada 4 taladros. Para roca muy fracturada la frecuencia de desatado debe ser continua.
6. En sección con una altura mayor a dos metros es obligatorio usar plataformas para la perforación de la estructura.

Concluida la perforación

1. Retirar las barras de perforación de la máquina perforadora y cerrar las válvulas de agua y aire.

2. Desempatar y enrollar las mangueras respectivas, colocándolas en un lugar seguro y distante de la voladura.
3. Lavar y colocar la capucha a la máquina perforadora.
4. Guardar las herramientas en los percheros o bodega
5. Aplicar COLPA en el lugar de trabajo después de concluida su tarea

5. RESTRICCIONES

1. Si hay presencia de gases en la labor, salir inmediatamente y ventilar
2. En caso de chispeo de roca. Alejarse de la labor y evaluar las condiciones del área de trabajo para eliminar las condiciones subestándares de acuerdo al PETS de desatado de rocas.
3. Si hay eventos de relajamiento de roca, proceder de acuerdo a la norma ante estos eventos.
4. Está prohibido perforar en los “tacos” de taladro anteriormente disparados.
5. En caso que exista uno o más tiros cortados, se debe reportar al supervisor inmediato, bloquear con cinta roja y eliminar de acuerdo al PETS de coladura secundaria.

PREPARADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
Ing. Julio Cesar Escalante Alvarez Sr. Eduardo Escobedo Rubio	Ing. Fortunato Sulca Quispe	Ing. Juan Campos Yancee	Ing. Isaac Crispín Quispe
SUPERVISOR DEL AREA Y TRABAJADORES	INGENIERO RESIDENTE	INGENIERO DE SEGURIDAD	GERENTE DE OPERACIONES
Fecha: 10/07/2016	Fecha: 10/07/2016	Fecha: 12/07/2016	Fecha: 13/07/2016

Anexo III: Laminas: método de explotación over cut and fill (corte y relleno ascendente), Lamina de diseño de malla de perforación y voladura en realce con taladros acumulados del TJ 5105-1, Lamina de secuencia de salida del disparo para diferentes potencias de veta, Lamina de secuencia de minado del TJ 5105-1.