

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Implementación del método de explotación corte y
relleno ascendente en vetas angostas en el tajo
Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas**

Cesar José Buendía Meza

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Arequipa, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por haberme acompañado en esta etapa de mi vida, ya que necesite de su apoyo espiritual en momentos difíciles y que gracias a él he podido conseguir todos los objetivos que me he planteado.

A la Universidad Continental por brindarme la oportunidad de desarrollarme profesionalmente y a todos los Ingenieros de la Carrera Profesional de Ingeniería de Minas por haberme brindado todos sus conocimientos para poder desenvolverme en mi vida profesional.

A mis padres por darme la vida y ser un apoyo constante en el transcurso de mi vida y especialmente en mi desarrollo profesional.

A mi querida esposa e hijos por su apoyo incondicional en todas las decisiones que tomo y son la fuente de inspiración para alcanzar todas mis metas.

DEDICATORIA

Doy gracias a Dios por tener fe y esperanza por haber logrado la culminación de este trabajo de investigación para lograr uno de mis anhelos más soñados en mi vida.

A mis queridos padres Máximo (Q.D.D.G.), y Marcelina, mi Esposa e Hijos por haberme impulsado y el apoyo moral que tuve por parte de ellos.

A todos mis hermanos queridos que de una u otra forma estuvieron a mi lado durante mi formación profesional.

ÍNDICE

AGRADECIMIENTO	ii
DEDICATORIA	iii
RESUMEN.....	xiv
ABSTRACT	xv
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	2
1.1 Planteamiento y formulación del problema.....	2
1.2 Formulación del problema.....	3
1.2.1 Pregunta general.....	3
1.2.2 Preguntas específicas.....	3
1.3 Objetivos.....	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.3.2 Objetivos específicos.....	3
1.4 Justificación e importancia.....	4
1.4.1 Académico.....	4
1.4.2 Justificación metodológica.....	4
1.4.3 Relevancia social.....	5
1.4.4 Económico.....	5
1.4.5 Justificación práctica.....	6
1.5 Hipótesis y variables.....	6
1.5.1 Hipótesis general.....	6
1.5.2 Hipótesis específica.....	6
1.5.3 Variables e Indicadores.....	7
1.6 Operacionalización de variables.....	7
1.6.1 Operacionalización de variables e indicadores.....	7
1.6.2 Identificación y Clasificación de variables e indicadores.....	7
1.6.3 Variables – indicadores.....	7
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	9
2.1 Antecedentes del problema.....	9

2.1.1	Local	9
2.1.2	Nacional	9
2.1.3	Internacional	12
2.2	Marco Teórico	13
2.2.1	Clasificación geomecánica RMR (rock mass rating) Bieniawski 1989.	13
2.2.2	El criterio de rotura generalizado de Hoek-Brown – Edición 2002	13
2.2.3	Clasificación Geomecánica Q de Barton	15
2.2.4	Corte y relleno ascendente (Cut and Fill Stopping)	16
2.2.5	Condiciones de aplicación.....	16
2.2.6	Sostenimiento.	17
2.2.7	Selección del método de explotación por aproximación numérica.....	17
2.2.8	Corte y relleno ascendente convencional	21
2.3	Marco conceptual.....	23
2.3.1	Calidad de macizo rocoso.	23
2.3.2	Caracterización de macizo rocoso.....	23
2.3.3	Clasificaciones geomecánicas.	23
2.3.4	Roca intacta	23
2.3.5	Macizo rocoso.....	23
2.3.6	Discontinuidades.....	23
2.3.7	Características de las discontinuidades.....	24
2.3.8	Geomecánica.....	25
2.3.9	Generalidades de minera Toctopata	26
2.3.10	Marco geológico y recursos minerales	30
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN		33
3.1	Métodos y alcance de la investigación	33
3.1.1	Método de la investigación	33
3.1.2	Alcance	33
3.2	Tipo y diseño.....	33
3.2.1	Tipo de la Investigación.....	33
3.2.2	Diseño de la Investigación	34
3.2.3	Fases de la investigación	34
3.2.4	Nivel de investigación.....	35
3.2.5	Población y muestra.....	35
3.2.6	Técnicas e Instrumentación de la Recolección de Datos.....	36

3.2.7	Técnicas para el Procesamiento de la Información	36
3.2.8	Técnicas de Análisis de Datos	37
3.2.9	Validación y confiabilidad de los instrumentos.....	37
3.2.10	Instrumentos	38
3.2.11	Técnicas de recolección de datos	38
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIONES		40
4.1	Pruebas y resultados de acuerdo a objetivos específicos	40
4.2	Pruebas y resultados de acuerdo a objetivo específico 1 en Tajo Carmelita	40
4.2.1	Caracterización geomecánica de macizo rocoso en Tajo Carmelita.....	40
4.2.2	Clasificación Geomecánica Rock Mass Rating RMR de Bieniawski 1989	41
4.2.3	Objetivos de Caracterización geomecánica de Rock Mass Rating RMR de Binniawski 1989 de Tajo Carmelita	41
4.2.4	Parámetros geomecánicos de Rock Mass Rating RMR de Bieniawski.....	42
4.2.5	Propiedades físicas y mecánicas de roca intacta	42
4.2.6	Primer parámetro geomecánico, resistencia compresiva uniaxial (RCU).....	43
4.2.7	Segundo parámetro, Rock Quality Designation (RQD).	48
4.2.8	Mapeo geomecánico de RMR 1989 de Bieniawski.....	48
4.2.9	Análisis cinemático de las discontinuidades	55
4.2.10	Tercer parámetro, espaciado	55
4.2.11	Cuarto parámetro, condición de las discontinuidades	56
4.2.12	Quinto parámetro, agua subterránea.....	60
4.2.13	Sexto parámetro, descuento por orientación	60
4.2.14	Sinopsis de descripción cuantitativa de orientación de familias de discontinuidades	61
4.2.15	Calidad del macizo rocoso con RMR básico	62
4.2.16	Calidad del macizo rocoso con RMR ajustado	63
4.2.17	Clasificación geomecánica Índice Q de Barton	66
4.2.18	Calidad del macizo rocoso mediante Índice Q de Barton	67
4.2.19	Determinación de tiempo de auto soporte	68
4.2.20	Clasificación geomecánica GSI de Hoek y Paul Marinos	68
4.2.21	Sostenimiento mediante cartilla geomecánica GSI.....	69
4.2.22	Características del macizo rocoso en tajo Carmelita mina Toctopata.....	72
4.2.23	Demostración de hipótesis específico 1.	73
4.3	Pruebas y resultados de acuerdo a objetivo específico 2 en Tajo Carmelita	73

4.3.1	Características geométricas del depósito mineral en tajo Carmelita.....	74
4.3.2	Metodología de Nicholas.....	74
4.3.3	Geometría del yacimiento	75
4.3.4	Características geotécnicas del depósito mineral.....	77
4.3.5	Resultados de geometría estructural del depósito mineral	85
4.3.6	Demostración de hipótesis específico 2.	85
4.4	Pruebas y resultados de acuerdo a objetivo específico 3 en Tajo Carmelita	86
4.4.1	Selección del método de explotación en tajo carmelita	87
4.4.2	Resultados de selección del método de explotación según Nicholas	89
4.4.3	Diseño del método de explotación de corte y relleno ascendente cut and fill stopping.	90
4.4.4	Características del método de explotación.....	91
4.4.5	Condiciones de diseño	92
4.4.6	Labores de desarrollo.....	92
4.4.7	Labores de preparación	92
4.4.8	Galerías de base.....	92
4.4.9	Echadero u ore pass	93
4.4.10	Labores de explotación	93
4.4.11	Condiciones de aplicación.....	98
4.4.12	Ventajas y desventajas del método por corte y relleno.....	98
4.4.13	Separación de niveles	99
4.4.14	Sub división del yacimiento en tajos.....	99
4.4.15	Sostenimiento en tajo Carmelita mediante RMR1989	99
4.5	Costos de operación	103
4.5.1	Costo de operación mina	103
4.5.2	Costo de operación de servicios auxiliares.....	103
4.5.3	Costos de administración	104
4.5.4	Resumen del costo de operación total.	104
4.6	Inversión	105
4.6.1	Inversión fija.....	105
4.6.2	Capital de trabajo	106
4.6.3	Inversión total del proyecto.....	106
4.7	Evaluación económica	107
4.7.1	Parámetros de producción	107
4.7.2	Valor del mineral	107

4.7.3	Cálculo de la Ley de corte (Cut off)	107
4.7.4	Indicadores económicos.....	108
4.7.5	Período de recuperación del capital (Pay back)	111
4.8	Sostenibilidad del proyecto.....	112
4.8.1	Sostenibilidad económica.....	112
4.8.2	Demostración de hipótesis específica 3.....	112
4.9	Discusiones.....	113
CAPÍTULO V CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		115
CONCLUSIONES		115
RECOMENDACIONES.....		117
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		118
LINKOGRAFÍA.....		123
ANEXOS.....		124

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables	8
Tabla 2. Patrón geomecánico del macizo rocoso de Índice Q de Barton	15
Tabla 3. Distribución de leyes y Geometría del yacimiento.....	18
Tabla 4. Características geomecánicas de las rocas	19
Tabla 5. Valores para la aplicabilidad de los métodos de explotación.....	20
Tabla 6. Clasificación según la distribución de leyes y geometría del yacimiento	20
Tabla 7. Clasificación según las particularidades geomecánicas de las rocas: Zona del mineral.....	20
Tabla 8. Coordenadas UTM de propiedades	29
Tabla 9. Acceso a prospecto minero tajo Carmelita.....	29
Tabla 10. Valor del recurso indicado – Argama	31
Tabla 11. Valor del recurso inferido – Argama.....	32
Tabla 12. Valor del mineral por tonelada, Argama - Andahuaylas	32
Tabla 13. Lectura en sentido horizontal con esclerómetro tajo Carmelita progresiva 412,00 – 422,00.....	45
Tabla 14. Lectura representativa en sentido horizontal de masa rocosa en tajo Carmelita progresiva 412,00 – 422,00	46
Tabla 15. Lectura representativa en sentido horizontal de veta carmelita (tajo Carmelita) progresiva 412,00 – 422,00.	47
Tabla 16. Calidad de macizo rocoso según RQD (Deere et al., 1970).	48
Tabla 17. Resultados de mapeo geomecánico por línea de detalle en estación geomecánica 3 en progresiva O de 412.00m - 422.00m.....	51
Tabla 18. Resultados de mapeo geomecánico por línea de detalle en estación geomecánica 3 en progresiva O de 412.00m - 422.00m Continuación	52
Tabla 19. Estadística de espaciado del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m.....	56
Tabla 20. Ábaco de valoración de espaciado según RMR 89.	56
Tabla 21. Estadística de persistencia del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m.....	57
Tabla 22. Ábaco de valoración de persistencia de discontinuidades con RMR 89.	57
Tabla 23. Estadística de apertura del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m.....	57
Tabla 24. Ábaco de valoración de apertura de discontinuidades según RMR 89.....	58
Tabla 25. Estadística de rugosidad del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m	58

Tabla 26. Ábaco de valoración de rugosidad con RMR 89.	58
Tabla 27. Estadística de Relleno del macizo rocoso progresiva 412,00 m - 422,00m.....	59
Tabla 28. Ábaco de valoración de relleno según RMR 1989.....	59
Tabla 29. Estadística de meteorización del macizo rocoso progresiva 412,00m - 422,00m.....	59
Tabla 30. Ábaco de valoración de meteorización según RMR 1989.	59
Tabla 31. Estadística de agua subterránea del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m.....	60
Tabla 32. Ábaco de valoración de agua subterránea según RMR 1989.	60
Tabla 33. Ábaco de valoración de descuento por orientación de RMR1989	60
Tabla 34. Resumen de dominio estructural en progresiva 412.00m -422.00m.....	61
Tabla 35. RMR básico en tajo Carmelita progresiva 412,00 m – 422,00 m.....	62
Tabla 36. Ábaco de calificación de descuento por orientación.....	63
Tabla 37. RMR básico en tajo Carmelita progresiva 412,00 m – 422,00 m.....	64
Tabla 38. Guía para la aplicación de soporte según RMR 1989	64
Tabla 39. Tiempo de auto soporte con RMR 1989.....	66
Tabla 40. Calidad del macizo rocoso con RMR de Bieniawski 1989.....	66
Tabla 41. Ábaco de clasificación de índice Q Barton	67
Tabla 42. Calidad del macizo rocoso de acuerdo RMR, Índice Q y GSI,	69
Tabla 43. Calidad de macizo rocoso y mena en función a RMR, Índice Q y GSI en seis estaciones geomecánicas (EG) en tajo Carmelita-Mina Toctopata	71
Tabla 44. Calidad del macizo rocoso en el Tajo Carmelita Mina Toctopata	73
Tabla 45. Definición de la geometría del depósito y grado de distribución.	76
Tabla 46. Resultados de descripción de la Geometría del yacimiento Tajo Carmelita - Mina Toctopata	77
Tabla 47. Características mecánicas de la roca.....	78
Tabla 48. Resultados de características mecánicas de la roca de Tajo Carmelita – Mina Toctopata.....	79
Tabla 49. Clasificación de la geometría y grado de distribución para los diferentes métodos de explotación minero.	80
Tabla 50. Resultados de características mecánicas de la roca zona mena (Ore zone) Tajo Carmelita – Mina Toctopata	81
Tabla 51. Clasificación de las características mecánicas de la roca zona de mena (mineral)	81

Tabla 52. Resultados de características mecánicas de la roca pared techo (Hanging Wall) Tajo Carmelita – Mina Toctopata	82
Tabla 53. Clasificación de las características mecánicas de la roca zona pared techo (colgante).....	83
Tabla 54. Resultados de características mecánicas de la roca zona pared piso (Footwall) Tajo	84
Tabla 55. Clasificación de las características mecánicas de la roca pared piso (yacente).....	85
Tabla 56. Sinopsis de las características del depósito mineral en tajo Carmelita mina Toctopata.....	86
Tabla 57. Puntaje total de las características del depósito mineral sin corrección con factor k en tajo Carmelita	87
Tabla 58. Puntaje acumulado por cada componente para corrección con factor k en tajo Carmelita	88
Tabla 59. Factores de peso para corrección.....	88
Tabla 60. Puntaje acumulado por cada componente corregido con el factor k en tajo Carmelita	89
Tabla 61. Ranking final de los métodos de explotación corregido con factor k en tajo Carmelita.	90
Tabla 62. Categoría de sostenimiento en el tajo Carmelita mina Toctopata.....	100
Tabla 63. Costos de operación mina	103
Tabla 64. Costos de combustible, llantas, lubricantes	104
Tabla 65. Costos operativos	104
Tabla 67. Inversión fija indirecta	106
Tabla 68. Servicios	106
Tabla 69. Parámetros de producción	107
Tabla 70. Cotización del cobre	107
Tabla 71. Flujo de fondos netos económicos (US\$).....	109
Tabla 72. Proyecto con rentabilidad económica, a un precio del Cu de 6 342,90 US\$/TM	110
Tabla 73. Matriz de consistencia	125
Tabla 74. Inversión fija directa - Mina	126
Tabla 75. Inversión en servicios generales	127
Tabla 76. Pruebas geoquímicas.	128
Tabla 77. Resultados de microscopia electrónica	129

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Flujograma de ciclo de operaciones de minado.....	16
Figura 2.	Método de explotación corte y relleno ascendente	17
Figura 3.	Método de explotación corte y relleno ascendente convencional	22
Figura 4.	Ubicación de mina Toctopata	28
Figura 5.	Marco geológico	30
Figura 6:	Resultados de propiedades físicas y resistencia en PUCP.....	43
Figura 7:	Reporte de ensayo de compresión simple.....	44
Figura 8:	Posición de lectura con esclerómetro	45
Figura 9:	Evaluación de discontinuidades con estereograma	49
Figura 10:	Interpretación de diaclasas en imagen de macizo rocoso.....	50
Figura 11:	Estereografía de planos y polos	53
Figura 12:	Estereografía de densidad de polos de mina Toctopata	53
Figura 13:	Estereografía de orientación de familias de mina Toctopata	54
Figura 14:	Estereografía de diagrama de roseto de mina Toctopata	54
Figura 15:	Estereografía de ubicación de una cuña con menor probabilidad de caída .	55
Figura 16:	Orientación del tajo respecto a las discontinuidades en mina Toctopata	63
Figura 17:	Ábaco tiempo de auto soporte modificado por Bieniawski	68
Figura 18:	RMR Básico y ajustado en tajo Carmelita – Mina Toctopata	70
Figura 19:	Índice Q y GSI de tajo Carmelita – Mina Toctopata	70
Figura 20:	Valores de RMR de caja techo caja piso y mena.....	71
Figura 21:	Valores de índice Q de caja techo caja piso y mena	72
Figura 22:	Valores de GSI de caja techo caja piso y mena	72
Figura 23:	Flujograma de selección del método de minado por Nicholas	75
Figura 24:	Estructura del método de explotación de corte y relleno ascendente	91
Figura 25:	Perforación y disparo en corte relleno ascendente	95
Figura 26:	Corte convencional con relleno de material estéril.....	96
Figura 27:	Operación de avance y relleno hidráulico	97
Figura 28:	Ábaco para valoración de GSI.....	101
Figura 29:	Perno de fricción split set	102
Figura 30:	Ábaco para determinación de GSI.....	102
Figura 31:	Perforación y voladura en vetas angostas tajo Carmelita, mina Toctopata	130
Figura 32:	Resultado de voladura de vetas angostas tajo Carmelita mina Toctopata .	130
Figura 33:	Plano de operaciones en mina Toctopata.....	131
Figura 34:	Permiso de autorización	134

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

Dip: Buzamiento.

Dip Dir: Dirección de buzamiento.

Pv: Presión vertical.

Ph: Presión horizontal.

Ø: Angulo de fricción interna.

C: cohesión.

m: Metro.

Q: Índice de Barton.

SIMR: Sociedad Internacional de Mecánica de rocas.

EG: Estación Geomecánica.

RMR: Rock mass rating.

RQD: Designación de calidad de roca (Rock quality designation).

RCU: Resistencia compresiva uniaxial.

GSI: Índice de resistencia geológica.

MPa: Mega Pascales.

Bz: Buzamiento.

RESUMEN

El yacimiento minero “Toctopata” prospecto minero del tajo Carmelita, se encuentra en el departamento de Apurímac, provincia de Andahuaylas, distrito de Kishuara, Pacucha y Kaquiabamba; por ser proyecto nuevo, el problema es que no tiene un método explotación. El objetivo es Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente, considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas; los resultados indican la calidad del macizo rocoso de RMR promedio de caja techo es 57,83, el RMR promedio de caja piso es similar 57,83, el RMR de la mena es 39,5 la resistencia compresiva Uniaxial de arenisca es de 75,8 MPa y de la mena (veta) es 89,123 MPa, el promedio de Índice Q de la arenisca de la caja techo es 4,795 la caja piso también posee un Q de 4,795, el GSI de caja techo y piso es 57,38 y el GSI de mena es 55,7, el tipo de sostenimiento ha sido propuesto con el RMR de Bieniawski 1989, el tajo Carmelita es regular A, requiere pernos puntuales, el más apropiado es el Split set de cinco pies de longitud. Su geometría indica un depósito mineral de cobre de vetas angostas, la potencia de veta es de 1,60 m con la dirección N 70° W, con Bz de 66” SW forma irregular, los resultados de selección del método de explotación indican la primera alternativa es a cielo abierto con un puntaje de 31.03, la segunda opción ha sido el método de explotación de corte y relleno ascendente con un puntaje de 21.31, se descarta la primera opción por la profundidad del depósito mineral a una distancia de 400 m debajo de la superficie y se toma la segunda opción de corte y relleno ascendente, conforme la evaluación económica, la ley de corte será: 0,346 % Cu/TM, el pay back de US\$ 6 284 245,00 que será recuperada al cabo del término de un periodo de tiempo de 4,05 años (4 años 1 mes), Según los ingresos del proyecto para una duración de 12 años (Beneficio) comparados con el costo de inversión será de 1,7, por lo tanto, según el resultado de este indicador el proyecto es considerado rentable.

Palabras claves: Método de explotación, calidad, macizo rocoso, geometría, geomecánica depósito mineral.

ABSTRACT

The "Toctopata" mining prospect Carmelita pit is located in the department of Apurímac, province of Andahuaylas, district of Kishuara, Pacucha and Kaquiabamba, as it is a new project, the problem is that it does not have an exploitation method, the objective is to implement the Upward cut and fill mining method considering the quality of the rock mass and geometric characteristics of the mineral deposit in narrow veins in the Carmelita pit of the Toctopata Mine - Andahuaylas, the results indicate the quality of the rock mass of average RMR of roof box is 57, 83, the average RMR of floor box is similar 57.83, the RMR of ore is 39.5, the Uniaxial compressive strength of sandstone is 75.8 MPa and that of ore (vein) is 89.123 MPa, the average of Index Q of the sandstone of the stretch box is 4.795, the floor box also has a Q of 4.795, the GSI of the roof and floor box is 57.38 and the GSI of ore is 55.7, the type of support has been proposed with the RMR of Bieniawski 1989, the Carmelita pit is regular A, requires point bolts, the most appropriate is the five foot long split set. Its geometry indicates a copper mineral deposit with narrow veins, the vein power is 1.60 m with the N direction 70 ° W, with Bz of 66 "SW irregular shape, the results of the selection of the exploitation method indicate the first The alternative is open pit with a score of 31.03, the second option has been the upward cut and fill mining method with a score of 21.31, the first option is discarded due to the depth of the mineral deposit at a distance of 400 m below the surface and the second option of cutting and ascending fill is taken, according to the economic evaluation, the cut-off grade will be: 0.346% Cu / TM, the pay back of US \$ 6,284,245.00 will be recovered after the term of a period of time of 4.05 years (4 years 1 month), According to the income of the project for a duration of 12 years (Profit) compared to the investment cost will be 1.7, therefore, according to the result of this indicator the project is considered profitable.

Keywords: Exploitation method, quality, rock massif, geometry, geomechanical mineral deposit.

INTRODUCCIÓN

El yacimiento se encuentra entre los pisos altitudinales Quechua y Puna, entre los 2300 y 4000 m.s.n.m. De acuerdo a su división política, el departamento comprendido en el área de estudio es Apurímac, provincia de Andahuaylas, distrito de Kishuara, Pacucha y Kaquiabamba, paraje de Toctopata; geológicamente abarca el cuadrángulo de Andahuaylas, cabe resaltar que este departamento es uno de los más pobres del país; por ser proyecto nuevo el problema es que no tiene un método explotación, el objetivo es Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas,

El trabajo de investigación se ha realizado conforme a los capítulos programados, las pruebas y resultados indican la calidad del macizo rocoso de RMR promedio de caja techo es 57,83, el RMR promedio de caja piso es similar 57,83, el RMR de la mena es 39,5 la resistencia compresiva Uniaxial de arenisca es de 75,8 MPa y de la mena (veta) es 89,123 MPa, el promedio de Índice Q de la arenisca de la caja techo es 4,795 la caja piso también posee un Q de 4,795, el GSI de caja techo y piso es 57,38 y el GSI de mena es 55,7, el tipo de sostenimiento ha sido propuesto con el RMR de Bieniawski 1989, el tajo Carmelita es regular A, requiere pernos puntuales, el más apropiado es el Split set de cinco pies de longitud. Su geometría indica un depósito mineral de cobre de vetas angostas, la potencia de veta es de 1,60 m con la dirección N 70° W, con Bz de 66° SW forma irregular, los resultados de selección del método de explotación indican la primera alternativa es a cielo abierto con un puntaje de 31.03, la segunda opción ha sido el método de explotación de corte y relleno ascendente con un puntaje de 21.31, se descarta la primera opción por la profundidad del depósito mineral a una distancia de 400 m debajo de la superficie y se toma la segunda opción de corte y relleno ascendente, conforme la evaluación económica, la ley de corte será: 0,346 % Cu/TM, el pay back de US\$ 6 284 245,00 que será recuperada al cabo del término de un periodo de tiempo de 4,05 años (4 años 1 mes), Según los ingresos del proyecto para una duración de 12 años (Beneficio) comparados con el costo de inversión será de 1,7, por lo tanto, según el resultado de este indicador el proyecto es considerado rentable.

Se determinó que el método de Cut and Fill o de corte y relleno ascendente es el adecuado, según los trabajos de campo realizados en el macizo rocoso, la forma de yacimiento, la inclinación de la veta, calidad de roca, cizallamiento del mineral, buzamiento entre otros, con ello se asegura el sostenimiento del proyecto

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

La mina Toctopata es un yacimiento minero cuprífero que fue explotado durante el gobierno del ex presidente del Perú Juan Velasco Alvarado, paralizando sus actividades por temas desconocidos; después de varios años, retorna su explotación por la Minera Caravelí donde se instaló una planta concentradora que tuvo una producción de 30 toneladas/día, al poco tiempo paralizaron sus actividades por la falta de compromisos con la comunidad de Argama; en la actualidad la concesión minera está administrada por la empresa ARE la cual realizó un muestreo mineralógico en el interior de la mina, obteniéndose un resultado promedio de ley de 4 a 5% de cobre; debido al aumento de precios del cobre es que la empresa se inclina a realizar un estudio más profundo de la Mina Toctopata considerando algunas características geológicas, geométricas, geomecánicas, y el tipo de mineralización, para poner en marcha las operaciones de minado, en la mina Toctopata se requiere un método de explotación de acuerdo a la calidad del macizo rocoso obtenido de la evaluación del dominio estructural, la geometría del depósito mineral, profundidad del yacimiento; se tiene conocimiento de un yacimiento cuprífero muy importante pero no se tiene un método de explotación conforme exige la Ley general de Minería, es en este sentido se requiere determinar la calidad del macizo rocoso encajonante de la veta Carmelita (tajo Carmelita), de acuerdo a la potencia de la veta de 150,00 m a 160,00 m y su buzamiento o inclinación es de aproximadamente 66° - 68° de acuerdo a los informes de laboratorio es un yacimiento económicamente explotable por los precios internacionales del cobre es que se plantea la implementación del método de explotación mediante una selección numérica y exhaustiva de los métodos de explotación existentes mediante la teoría propuesta por (Nicholas, D. E., 1981, 1992).

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Pregunta general

¿De qué manera se puede implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas?

1.2.2 Preguntas específicas

- ¿Cómo se puede determinar la calidad del macizo rocoso mediante las clasificaciones geomecánicas para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas?
- ¿De qué manera se puede determinar las características geométricas del depósito mineral mediante la evaluación de geometría estructural y características mecánicas del yacimiento para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas?
- ¿De qué manera se puede implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.

1.3.2 Objetivos específicos

- Determinar la calidad del macizo rocoso mediante las clasificaciones geomecánicas para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.
- Determinar las características geométricas del depósito mineral mediante la evaluación de geometría estructural y características mecánicas del

yacimiento para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

- Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

1.4 Justificación e importancia

El presente estudio tiene la finalidad principal de implementar la explotación de vetas angostas del tajo Carmelita de la mina Toctopata, mediante el método de corte y relleno ascendente, por ello se realizó una evaluación económica y técnica del proyecto de explotación subterránea de la mina Toctopata; se tiene conocimiento que el yacimiento presenta leyes de 4 a 5% de cobre siendo económicamente rentable, los cuales serán procesados en la planta concentradora Dayu Minerals, para obtener concentrados de cobre con una ley de calidad de 25% de cobre obteniendo una recuperación metalúrgica de 90 a 95%. La importancia de esta investigación se enfoca, a tres factores los cuales se detallan a continuación.

1.4.1 Académico

El presente trabajo de investigación servirá para futuros proyectos que estén relacionados con el método de explotación de corte y relleno ascendente en vetas angostas, además podrá servir como una fuente de consulta para los estudiantes de la rama de Ingeniería de Minas, Geología y Seguridad Minera, es decir, desde el punto de vista científico académico el presente trabajo de investigación puede ser considerado útil para los docentes y estudiantes de las ramas de ingeniería de minas y para todas las personas dedicadas al estudio e investigación de la actividad minera.

1.4.2 Justificación metodológica.

Según Sánchez y Reyes (1986), aquí se indica las razones que sustentan un aporte por la creación o utilización de modelos e instrumentos de investigación, considerando el aspecto metodológico, se puede considerar las razones que sustentan un aporte por la utilización o creación de instrumentos y modelos de investigación, teniendo en cuenta que el método de investigación científica es la orientación fundamental del pensamiento que creativamente concatena una serie de operaciones o

actividades racionales, las que consideramos necesario o convincente seguir para solucionar un problema sobre la implementación del método de explotación corte y relleno ascendente, considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

1.4.3 Relevancia social

Con la implementación del presente trabajo de investigación, se beneficiarán los trabajadores de la empresa con las mejores condiciones de trabajo y las capacitaciones permanentes para desarrollar el máximo potencial del capital humano, también se beneficiarán las comunidades aledañas, permitiendo que personal de la comunidad ingresen a dar servicios a la empresa minera en las diferentes áreas donde se les requiera; el trabajo que realiza la empresa minera es trascendental en el marco de responsabilidad social empresarial interno y externo, desarrollo sostenible, entendiéndose como la capacidad de una sociedad para cubrir las necesidades básicas de las personas, sin perjudicar el ecosistema ni ocasionar daños en el medio ambiente, satisfaciendo sus necesidades presentes y futuras, mediante el uso responsable de los recursos naturales y cuidado ambiental, el aumento de ingresos al estado por las actividades a desarrollarse y pago de impuestos, beneficiando principalmente a la Asociación de Mineros de Toctopata.

1.4.4 Económico

Implementando el método de explotación corte y relleno en vetas angostas en el tajo Carmelita, se realizará un aprovechamiento económico de las reservas minerales, cuyos ingresos por ventas beneficiará primeramente a la empresa minera, consecuentemente a la comunidad y la población circundante al yacimiento minero, en circunstancias difíciles de la economía peruana la minería constituye una fuente de ingreso para reorientar el mejor destino económico, beneficiando a la población directa e indirectamente. La mina Toctopata es una empresa legalmente establecida, decir, es una empresa formal por lo que cumple con los pagos de impuestos, canon minero, regalías al estado peruano, en este sentido también con las operaciones mineras en Toctopata se beneficia el estado en el marco del D.S. 014- 92 E.M. y sus modificatorias.

1.4.5 Justificación práctica.

Indica la aplicabilidad de la investigación, su proyección de la sociedad quienes se benefician de esta, ya sea un grupo social o una organización, (Sánchez y Reyes, 1986), sostiene que una investigación tiene justificación práctica cuando su desarrollo ayuda resolver un problema o por lo menos pone estrategias que, de aplicarlas contribuirían a resolverlo, vale decir, explicar por qué es conveniente llevar a cabo la investigación sobre la implementación del método de explotación corte y relleno ascendente, considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas y cuáles son los beneficios que se derivarán de ella.

1.5 Hipótesis y variables

1.5.1 Hipótesis general

Con la determinación de la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral, se logrará implementar el método de explotación corte y relleno ascendente, considerando en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.

1.5.2 Hipótesis específica

- Mediante las clasificaciones geomecánicas, se logrará determinar la calidad del macizo rocoso para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.
- Mediante la evaluación de geometría estructural y características mecánicas del yacimiento, se logrará determinar las características geométricas del depósito mineral para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas
- La calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral, nos permite Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

1.5.3 Variables e Indicadores

Se considera dos variables, dependiente e independiente para el presente trabajo de investigación.

Variable independiente

Calidad de macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

Variable dependiente

Implementación del método de explotación.

1.6 Operacionalización de variables.

1.6.1 Operacionalización de variables e indicadores.

Consiste en descomponer deductivamente las variables que componen el problema de investigación, partiendo desde lo más general a lo más específico; Las variables son características que pueden ser medidas. En el enfoque cuantitativo; el autor plantea, que cuando se realiza una investigación de índole exploratorio, descriptiva, clasificatoria, diagnóstica y/o de diseño de investigación longitudinal o transversal y/o modalidad documental, se debe utilizar el término cuadro de variables; y cuando se realiza una Investigación de índole correlacional, explicativa, evaluativa (Hurtado y Toro, 2005).

1.6.2 Identificación y Clasificación de variables e indicadores.

La identificación y la clasificación de las variables, se han realizado tomando en cuenta el área donde se ejecutará el presente trabajo de investigación, tajo Carmelita (veta Carmelita) de mina Toctopata.

1.6.3 Variables – indicadores.

Según Hurtado y Toro (2005) la variable es todo aquello que puede cambiar o adoptar distintos valores, calidad, cantidad o dimensión, para lograr los resultados en el proceso de mediciones o la toma de datos de campo, considerando estas afirmaciones para tajo Carmelita, Mina Toctopata, Andahuaylas se plantea el siguiente esquema de operacionalización de variables, ver Tabla 1.

Tabla 1.

Operacionalización de variables

Variables	Dimensión	Indicadores	Índice	Herramientas		
1. Variable independiente: La Calidad del macizo rocoso mediante la evaluación geomecánica y características geométricas del tajo Carmelita de la mina Toctopata Compañía Minera Caravelí S.A.C.	Caracterización geomecánica de macizo rocoso	RMR de Bieniawski (1976-1989) y tiempo de auto soporte.	R.C.U.	Laboratorio		
			RQD	Ábacos		
			Espacio	Mapeo-Dips		
		Índice Q de <i>Nick Barton</i> .	Condición discontinuidades	Mapeo-Dips		
			Agua subterránea	Mapeo-Dips		
			Descuento por orientación.	Ábacos		
		Sistema de clasificación GSI de <i>Hoek</i>	Tamaño del bloque	Ábacos		
			Resistencia	Mapeo		
			Estado tensional	Roc lab		
		Características geométricas del depósito mineral	Geometría estructural	Geometría	Equidimensional	Ábaco
					Tabular	Ábaco
					Irregular	Ábaco
				Potencia	Baja potencia	M
					Potencia intermedia	M
					Potente	M
Inclinación	Muy potente		M			
	Horizontal		Grado			
	Intermedio		Grado			
Características mecánicas	Profundidad		Vertical	Grado		
			Esfuerzo vertical	0,027 * h		
	Dist. leyes		Profundidad	m		
		Uniforme	Ábaco			
	RCU/ Presión de sobrecarga	Gradual	Ábaco			
		Errático	Ábaco			
Operaciones unitarias	Frecuencia de fracturas	Poco resistente	Ábacos			
		moderado	Ábacos			
		Resistente	Mapeo - ábaco			
	Condición de estructuras (resistencia al esfuerzo cortante)	Muy cerrado	M			
		Cerrado	M			
		Ancho	M			
Sostenimiento según GSI	Perforación	Muy ancho	M			
		Poco resistente	Fórmulas			
		Moderado	Fórmulas			
	Evaluación económica	Resistente	Fórmulas			
		Voladura	Ábacos			
		Carguío	Cálculos cuantitativas			
Implementación del método de explotación.	Selección del método de explotación con propuesta de Nicholas 1981, 1992.	Transporte	Cálculos cuantitativas			
		limpieza y ventilación	Cálculos cuantitativas			
			Pernos de anclaje	Catálogos		
			Costos de operación	Ábacos		

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Local

(Rojas, 2015) indica, La geomecánica es una herramienta muy importante en el diseño de labores mineras seguras, se plantea la aplicación de la geomecánica en la minería artesanal que implica el uso de tablas para la aplicación de soporte de excavaciones mineras; en el trabajo se ha estimado las características del macizo rocoso y con la información lograda, se ha realizado los cálculos de selección del método de explotación; es importante mencionar el aporte de la geomecánica en la seguridad de sus colaboradores, es decir en la protección de los trabajadores por desprendimiento de rocas del techo de la excavación además mejorar los proceso productivos con la aplicación de geomecánica en la concesión minero artesanal Torniquete 4-Circa, Abancay, Apurímac, todo ello implica reducción de costos y mejor aprovechamiento de recursos minerales.

2.1.2 Nacional

Laura H. (2015) indica que el método de corte y relleno ascendente convencional, es el que se utiliza con mayor frecuencia en la mina Julcani. Sin embargo, esta no alcanzó las expectativas en producción. Por ello el autor indica que es necesario buscar otras alternativas, seleccionando el método de explotación corte y relleno ascendente semi mecanizado.

Villalta R. (2018), afirma, La Unidad San Cristóbal de la Compañía Mineras Volcán S.A.A. Explota yacimientos polimetálicos de Zn, Pb, Ag y Cu, tiene problemas de baja producción e inestabilidad del macizo rocoso; actualmente se explota por método de explotación de corte y relleno ascendente por realce, para incrementar la producción se

propone el método de explotación por taladros largos en veta Virginia, el objetivo es determinar las características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral para la aplicación del método de explotación de taladros largos, tipo III regular a media, con RMR corregido de 54 el RMR de la bóveda es 47 el RMR de mena es 41, la geometría es irregular la potencia de la veta es de 2,83 m hasta 3,00m el buzamiento 75° SE, con el método de explotación propuesta se incrementó la producción en 700 000 TM/año.

Huaynalaya M. (2018) afirma, El estudio se ha realizado en el yacimiento minero Raura en cuerpo Santa Rosa, se ha planteado la implementación del método de explotación por sublevel stoping (Taladros largos) considerando los parámetros geomecánicos que permiten y sugieren las dimensiones apropiadas de 8,00 m de largo y 19,00 m de altura del tajeo, sea observado que las cajas techo y piso muestran inestabilidad intermedia, que se puede incrementar con el tiempo de exposición al no rellenarse apropiadamente, en la investigación se ha realizado la determinación de la calidad del macizo rocoso mediante las clasificaciones geomecánicas GSI y Q de Barton y la geometría del yacimiento mineral, en las condiciones propuestas el tajo TJ658 del cuerpo Santa Rosa logra su estabilidad con probabilidad de descajes de 0,25 m en las cajas por relajamiento del espacio sin rellenar.

Contreras de la Cruz (2019), menciona, considerando al método de explotación Open stoping el método Corte y de relleno tiene ventajas técnicas favorables, existe mayor eficiencia para el trabajador en el relleno de cavidad extraída, utiliza relleno detrítico el cual constituye el piso del tajo que favorece la circulación de equipos y personal; además garantiza la estabilidad de la labor minera, se han tomado en cuenta las características geomecánicas, los resultados demuestran la roca es calidad de tipo II según la clasificación de Bieniawski 1989 (pp 65-66).

Según Laura E. (2014), tesis titulada "Elección del método de explotación para la optimización del minado en el tajeo 493 en la Cía. Minera Caudalosa, U.E.A. Huachocolpa Uno de la Universidad Nacional Del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas Huancayo Perú, asevera, el estudio se ha realizado en el Tajeo 493 en la Cía. Minera Caudalosa de la U.E.A. Huachocolpa, considerando criterios Técnicos y económicos para dar solución a los problemas de alto costo y productividad baja, se ha realizado el estudio Geomecánico de la veta buenaventura, se tomado en cuenta la dilución y las condiciones geológicas, geométricas e hidrológicas; para la elección del método de explotación del tajo 493 en la veta Buenaventura, se ha utilizado tres sistemas de clasificaciones geomecánicas, RMR de Bienawski, índice Q y GSI de Hoek y Brown, el

tipo se soporte planteado ha sido con la aplicación de la tabla geomecánica de GSI, la roca es de calidad buena con un RMR DE 62-70 y en la zona mineralizada la calidad es de tipo II con RMR DE 42-52.

Cueva D., Rojas K. (2018), concluyen, Las características geométricas del depósito mineral es de tipo manto de potencia estrecha, tiene forma tabular de resistencia alta con espaciamiento de diaclasas pequeñas, de acuerdo a las características geomecánicas y geométricas el diseño del método de explotación de Long Wall mining (tajeo largos) es técnicamente aplicable para la explotación del manto mineralizado de carbón de la Mina Piñipata, de acuerdo a los resultados obtenidos en el trabajo de investigación.

Concha A. (2014), afirma, tiene como objetivo explicar la explotación de vetas angostas de oro mediante los métodos de Circado-Corte y Relleno ascendente de la Veta María Elena –Unidad Minera Eureka-Cía. Minera Chaparra, de manera racional y sostenible, seleccionando la tecnología adecuada en función de la magnitud, características de su yacimiento, las características geométricas, geológicas y geomecánicas de la veta María Elena, se eligieron corte y relleno ascendente, aplicando la metodología de Nicholas para la selección del método de minado que toma en cuenta la geometría del yacimiento, leyes y la calidad de la masa rocosa; se encontraron los siguientes resultados, cut and fill stoping con 29 puntos de acuerdo a la elección numérica del método de explotación por Nicholas (pp62-53).

Sucasaca D.L. (2019), afirma, La Compañía Minera Arirahua S.A., está explotando minerales de Oro y Plata, utilizando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional con una producción de 230 TM/día y tiene problemas operativos, de baja producción de mineral, se ha seleccionado el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado para alcanzar una producción de 285 TM/día con ley de cabeza 4.5 gr-Au/TM, el mismo que depende de la potencia de la veta, en block completa de 60 m desde el acceso, se realiza el relleno parcial para lograr 2.0 m de altura que servirá para el carguío del explosivo y la iniciación del disparo con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se ha obtenido 230 TM/día, y con el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se ha incrementado a 285 TM/día, haciendo una diferencia de 55 TM/día.

Justo K. y Saldaña M. (2018), respecto a la selección del método de minado afirman: Para determinar el método de explotación a usar, primero analizaremos la selección del método en función de la geometría de la veta, las condiciones geomecánicas presentes y finalmente se analizará económicamente el proyecto, para

seleccionar el método óptimo de minado utilizaremos el criterio planteado por David E. Nicholas. Reemplazando los valores en la tabulación, se determina que el mejor método desde el punto de vista de David E. Nicholas es el Cut and Fill Stopping CON 28,35 PUNTOS, seguido por Tajo Abierto CON 27,05 y finalmente el Square Set. CON 25,05 puntos; además menciona el método de explotación Cut and Fill Stopping, es el que obtiene mayor puntaje por lo cual se ajusta a nuestra realidad y necesidad para la aplicación en la Veta Bomboncito, Cut and Fill Stopping, (pp 96-99)

Ramírez I. (2008), en “Sostenibilidad de la explotación de recursos mineros”, indica que existe una relación directa entre una explotación minera insostenible y minería pequeña y artesanal, cuyos procesos son escasamente tecnificados y que presentan dificultades con su personal; lo cual trae a consecuencia que estas mineras sean empresas que solo subsisten, ya que poseen baja inversión en el proceso extractivo básico que debería tener una minera. Para que exista sostenibilidad durante todo el tiempo de la extracción del recurso minero, ya sea desde el punto ambiental como económico es necesario realizar un análisis sobre la disponibilidad de los recursos.

Salhua R. (2010), menciona que, según su investigación “Alternativas de selección cuantitativa para el método de explotación de la mina Torrecillas – Cía. Minera Mundo Minerales”, se puede llegar mejorar el uso de los recursos utilizando la comparación cuantitativa, ya que con ello se logrará elegir un método de explotación adecuado para el yacimiento Torrecillas.

2.1.3 Internacional

Evaristo G. (2009), en su tesis “Método de minado corte y relleno” presentada en la Universidad Nacional Autónoma de México para lograr el Título de Ingeniero de Minas, este método es flexible y selectivo, el cual permite explotar cuerpos irregulares. En cuerpos de ley alta y de potencia baja, se usa el método de descoste (resuing), el cual consiste en el minado de un cuerpo de un espesor menor a 3 metros, con ello se tumba el mineral, y abre el rebaje lo suficiente para lograr un área correcta de trabajo colando el rebaje en tepetate, el cual se utilizará como piso de trabajo según el ascenso del rebaje, La explotación se realizará mediante cortes ascendentes a lo ancho y largo de los rebajes, teniendo como cara libre los extremos de los contrapozos, con ello se logra que exista un piso inicial entre el subnivel y el nivel inferior.

Dávila L.E. (2010), asevera, en la determinación de reservas minerales se ha utilizado el método de inverso a la distancia la ley promedio es de 5,15 gr/tonelada, con las informaciones pertinentes se está ejecutando la preparación para la extracción de los

recursos minerales; se ha determinado las propiedades geomecánicas del macizo rocoso de acuerdo a la calidad de la roca, se estima la fortificación requerida en sectores fallados o fracturados la dirección apropiada de la galería es NE-SW, para la propuesta se ha utilizado el diagrama de roseta según las características geométricas del yacimiento el método de explotación más adecuado es el corte y relleno ascendente.

2.2 Marco Teórico

2.2.1 Clasificación geomecánica RMR (rock mass rating) Bieniawski 1989.

La clasificación geomecánica de RMR de Bieniawski ha sido propuesta desde el año 1974 y constante ha sido modificado en las versiones 1976, 1978, 1989; respecto a sus parámetros geomecánicos que se ha designado diferentes calificaciones de acuerdo a las características lito estructurales del macizo rocoso, esta propuesta consta de seis parámetros geomecánicos que son:

- Resistencia a compresión simple de la roca matriz.
- RQD.
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición del agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades

RMR Básico. Constituye la suma de 5 parámetros, sin tomar en cuenta el descuento por la orientación.

RMR Corregido. Es la suma de seis parámetros geomecánicos, adicionando el descuento por la orientación de las discontinuidades considerando la dirección de la excavación.

2.2.2 El criterio de rotura generalizado de Hoek-Brown – Edición 2002

Según Hoek E., Carranza C. Corkum B. (2002), de la Universidad de Minnesota, Rocscience Inc. Después varios años e intentos de mejora en su contenido respecto a la evaluación de esfuerzos, indican que el criterio de rotura de macizo rocoso de Hoek and Brown es ampliamente aceptado y ha sido aplicado en gran número de proyectos; además, mencionan que las versiones anteriores han tenido ciertas dificultades en determinar el ángulo de fricción interna, propusieron el criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de partida con el fin de analizar el diseño de excavaciones en rocas competentes, roturas frágiles en rocas intactas por la falta de alternativas para la

evaluación de resistencia y esfuerzos normales, la aplicación ha sido rápidamente difundida especialmente en el área de estabilidad de excavaciones y taludes.

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0.5}$$

El criterio generalizado de Hoek and Brown se expresa:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde m_b : Valor reducido de la constante m_i

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right)$$

S y a son constantes del macizo rocoso dadas en las expresiones siguientes:

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

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

Respecto a módulo de deformación estática menciona: De acuerdo a la propuesta en el criterio generalizado de rotura de 2002, Los módulos de deformación de macizos rocosos están dados por:

$$E_m \text{ [GPa]} = \left(1 - \frac{D}{2} \right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{\frac{GSI-10}{40}}$$

Considerando, $\sigma_{ci} \leq 100$ MPa. Cuando $\sigma_{ci} > 100$ MPa, se utiliza la siguiente expresión:

$$E_m \text{ [GPa]} = \left(1 - \frac{D}{2} \right) 10^{\frac{GSI-10}{40}}$$

A la ecuación original propuesta por Hoek y Brown, ha sido modificada por la inclusión del factor D, conocido factor de disturbancia, en donde se diferencian tanto para excavaciones subterráneas y superficiales para tener en cuenta los efectos de los daños

de las voladuras y la relajación de esfuerzos. El criterio de rotura generalizado de 2002 sustenta el sistema operativo del Software Roclab y Rocdata de rocscience Inc.

2.2.3 Clasificación Geomecánica Q de Barton

Se le conoce también como índice Q de Barton o índice tunelera Q del macizo rocoso ha sido propuesto por Barton Lien y Lunde en 1974, con la clasificación geomecánica propuesta se determina la calidad del macizo rocoso, en una escala de 0,001 hasta 1000, ver Tabla 2.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Donde:

- RQD: Rock quality designation propuesta por Deere et al 1958. Índice según el número de sistemas de fracturas.
- Jr: Índice según la rugosidad de la superficie de las fracturas.
- Ja: Índice según la alteración en la superficie de las fracturas o su relleno.
- Jw: Coeficiente reductor por presencia de agua.
- SRF: (Stress reduction factor) coeficiente dependiente del estado tensional del macizo rocoso.

Tabla 2.

Patrón geomecanico del macizo rocoso de Índice Q de Barton

Patrón geomecanico del macizo rocoso de Índice Q de Barton	
Calidad del macizo rocoso	Índice Q
0.001 – 0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01 – 1	Roca Extremadamente mala
0.1 - 1	Roca Muy Mala
1 – 4	Roca mala
4 - 10	Roca media
10 – 40	Roca buena
40 – 100	Roca muy buena
100 - 400	Roca extremadamente buena
400 – 1000	Roca excepcionalmente buena

Fuente. Geotecnia aplicada - Belandria N., Bongiorno F. (2012),

2.2.4 Corte y relleno ascendente (Cut and Fill Stopping)

Según Ortiz J. (2010), texto académico Apuntes del curso de explotación de minas de la Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas. para realizar la extracción de recursos minerales del subsuelo, es imprescindible realizar un conjunto de operaciones, desde la identificación del depósito del mineral en desarrollo, preparación y explotación propiamente dicho, mediante un ciclo de operaciones en forma secuencial de las operaciones básicas el arranque y el manejo de minerales y estériles, el arranque es la separación del mineral de la corteza terrestre mediante el uso de explosivos, mediante perforación y voladura, el transporte de minerales desde el frente hasta la planta de recuperación metalúrgica en donde las operaciones unitarias de carguío y transporte desempeñan un papel importante, este proceso se puede observar en Figura 1, que puede aplicarse a depósitos minerales de diferentes características. (pp 307,313).

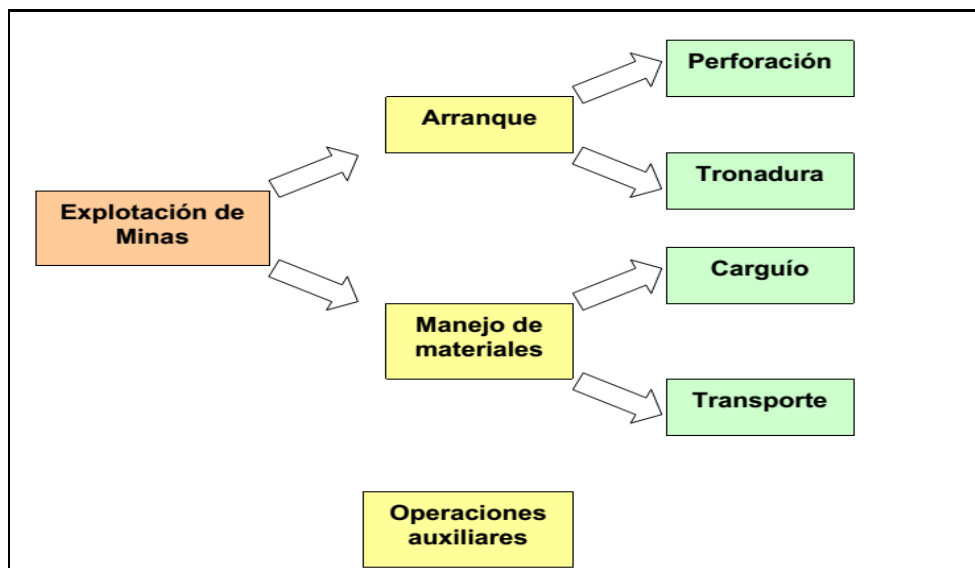


Figura 1. Flujograma de ciclo de operaciones de minado
Fuente. Ortiz J. (2010).

2.2.5 Condiciones de aplicación

El método de explotación de corte y relleno ascendente se puede aplicar a depósitos minerales de forma tabular en macizos rocosos que presentan condiciones de estabilidad incompetentes de acuerdo a la calidad del macizo rocoso, también puede ser aplicable a otras formas de yacimientos con buzamiento pronunciados, al respecto Ortiz J. (2010), asevera que la extracción de minerales debe ser suficientemente valioso, de manera que la extracción de recursos minerales sea satisfactorio económicamente

respecto al costo de explotación, el método de explotación consiste en el arranque del mineral por tajos horizontales en forma secuencial y ascendente (realce), partiendo del piso del tajo en donde el mineral arrancado es extraído, posteriormente rellenado con material estéril, que puede ser relleno hidráulico, o relleno cementado y otros.

2.2.6 Sostenimiento.

El sostenimiento es de acuerdo a la calidad del macizo rocoso encajonante, cuando son tabulares o la roca encajonante es poco competente, se aplica el tipo de soporte activo consistente en pernos de anclaje ya sean sistemáticos o esporádicos u ocasionales, asevera Mamani F. (2015), corroborado por Córdova N (2008), además mencionan que las características geomecánicas del macizo que conforma la roca encajonante, tiene injerencia directa en la estabilidad de la excavación subterránea, al respecto Osinerming (2017), indica que se tiene que realizar la caracterización geomecánica para cualquier tipo de excavación, ya sea subterráneo y excavación superficial conforme las normas de seguridad de ISRM y UNE, en donde se ha establecido los procedimientos para cada caso ver Figura 2.

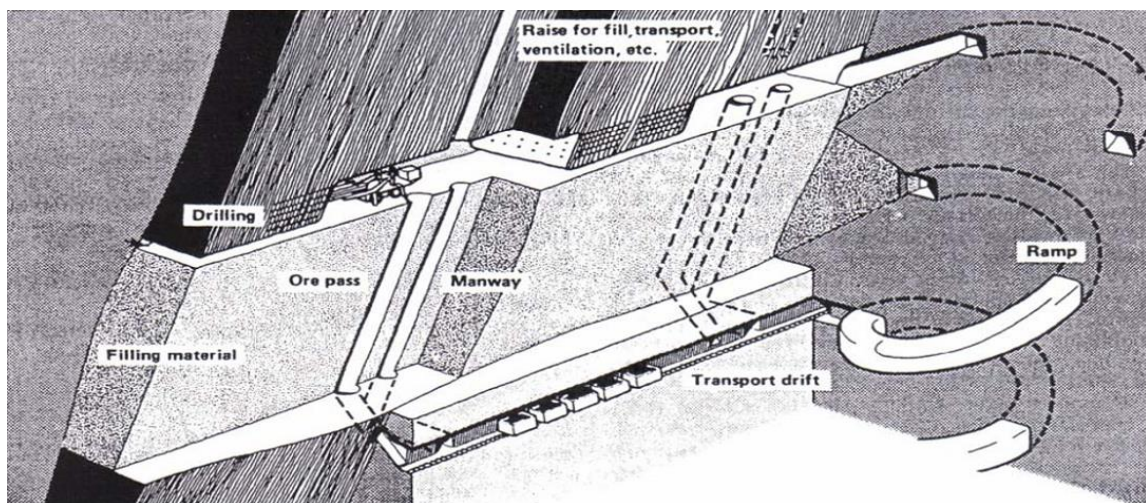


Figura 2. Método de explotación corte y relleno ascendente
Fuente. Universidad de Chile- Ortiz J. (2010).

2.2.7 Selección del método de explotación por aproximación numérica

Existen diversos factores que son considerados como determinantes en la fase inicial de elección del método minero, siendo estos los relacionados con la distribución de leyes, la geometría, las diversas propiedades geomecánicas que posee el mineral y los estériles contiguos a este. Por medio de los análisis de los diversos factores se logrará

una clasificación preliminar y con ello también ordenar los métodos de explotación apropiados, los cuales se podrán aplicar desde una visión técnica, (Arteaga R.)

Geología. En consecuencia, una adecuada evaluación de reservas y del recurso del depósito debe provenir de una correcta investigación geológica, la cual también deberá proporcionar información sobre zonas de alteración, accidentes tectónicos, principales tipos de roca y estructura, entre otros. Toda la información recolectada en campo deberá estar plasmada en mapas y planos, teniendo en cuenta las escalas apropiadas para que el yacimiento pueda ser visualizado e interpretado con facilidad, (Nicholas, 1981)

Distribución de leyes y Geometría del yacimiento. La geometría del yacimiento está definida mediante su profundidad, potencia, distribución de leyes, forma general e inclinación según diversas especificaciones que se muestran en la Tabla 5.

Tabla 3.

Distribución de leyes y Geometría del yacimiento.

1. FORMA	
<ul style="list-style-type: none"> • Masivo (M): Dimensiones similares en cualquier dirección. • Tabular (T): Vetas o mantos • Irregular (I): Dimensiones varían a distancias muy pequeñas. 	
2. POTENCIA DEL MINERAL	
<ul style="list-style-type: none"> • Estrecho (E): < 10 m • Intermedio (I): 10 – 30 m • Potente (P): 30 – 100 m • Muy Potente (MP): > 100 m 	
3. INCLINACIÓN	
<ul style="list-style-type: none"> • Tumbado (T): < 20° • Inclinado (IN): > 55° 	<ul style="list-style-type: none"> • Intermedio (IT): 20 – 55°
4. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE	
<ul style="list-style-type: none"> • Superficial (S): < 150 m • Profundo (P): > 300 m 	<ul style="list-style-type: none"> • Intermedio (I): < 300 m
5. DISTRIBUCIÓN DE LEYES	
<ul style="list-style-type: none"> • Uniforme (U): Ley media del yacimiento se mantiene casi constante en cualquier punto de este. • Gradual (G) o diseminado: Las leyes tienen distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros. • Errático (E): Sin relación espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas. 	

Fuente: Nicholas, 1992.

Características geomecánicas del mineral y del estéril. Con respecto al comportamiento geomecánico de distintos materiales está relacionado fundamentalmente con el grado de fracturación de los macizos rocosos, la roca y la resistencia de las discontinuidades, Ramírez O. y Alejano L. (2004), siguiendo, el espacio que existe entre fracturas puede ser determinado por el RQD (Rock Quality Designación), o mediante fractura por metro, siendo este el porcentaje de trozos de testigo con más de 10 cm de longitud, ver Tabla 6.

Tabla 4.

Características geomecánicas de las rocas

1. RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA		
(Resistencia a compresión simple (Mpa)/Presión del recubrimiento (Mpa))		
<ul style="list-style-type: none"> • Pequeña (P): < 8 • Media (M): 8 – 15 • Alta (A): > 15 		
2. ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS		
	Fracturas/m	RQD (%)
• Muy Pequeño (MP):	> 16	0-20
• Pequeño (P):	10 – 16	20-40
• Grande (G):	3 – 10	40-70
• Muy Grande (MG)	3	70-100
3. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
<ul style="list-style-type: none"> • Pequeña (P): Limpias con una superficie suave o material relleno blando. • Media (M): Limpias con una superficie rugosa. • Grande (G): Rellenas con material de resistencia = o > que la roca intacta. 		

Fuente: Nicholas, 1992.

Procedimiento numérico de selección. El procedimiento consta en establecer calificaciones, según los parámetros y características que presenten los yacimientos, según la aplicación de los diferentes métodos de explotación, Nicholas D. (1992) En las siguientes tablas se muestran las calificaciones ver Tabla 7, Tabla 8, Tabla 9

Tabla 5.*Valores para la aplicabilidad de los métodos de explotación*

Aplicabilidad	Calificación
Preferido	3 – 4
Probable	1 – 2
Improbable	0
Desechado	-49

Fuente: Nicholas, 1992.**Tabla 6.***Clasificación según la distribución de leyes y geometría del yacimiento*

Métodos de Explotación	Forma del Yacimiento			Potencia del Mineral				Inclinación			Distribución de Leyes		
	M	T	I	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E
Cielo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Hundimiento de bloques	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Cámaras por subniveles	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Hundimiento por subniveles	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Tajo largo	-49	0	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Reducción dinámica	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Corte y relleno ascendente	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3

Fuente: Nicholas, 1992 – Explotación Subterránea métodos y casos prácticos.**Tabla 7.***Clasificación según las particularidades geomecánicas de las rocas: Zona del mineral*

Métodos de Explotación	Resistencia de las Rocas			Espaciamiento entre Fracturas				Resistencia de las Discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	M	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Hundimiento de bloques	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Cámaras por subniveles	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Hundimiento por subniveles	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Tajo largo	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Cámaras y pilares	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Reducción dinámica	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Corte y relleno ascendente	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2

Fuente: Nicholas, 1992 - Explotación Subterránea métodos y casos prácticos.

2.2.8 Corte y relleno ascendente convencional

El método "Over Cut and Fill" o conocido también como corte y relleno ascendente convencional, se realiza con tajadas horizontales, que va desde el fondo del tajo hacia arriba. Se considera roca estéril a la que proviene de otras labores de la mina y es utilizado como material de relleno, este se distribuye a la zona tajeada; además, se utiliza de forma frecuente el método de relleno hidráulico, donde el material proviene de los relaves generados por la planta concentradora, el cual está mezclado con agua y se transporta por la mina mediante tuberías, se drena el agua del relleno obteniéndose material adecuado y con una superficie uniforme, ver Figura 3, también se suele mezclar con cemento (relleno de pasta) el cual proporciona una superficie más dura, mejorándose así el soporte del mismo, (Chambi A., 2014)

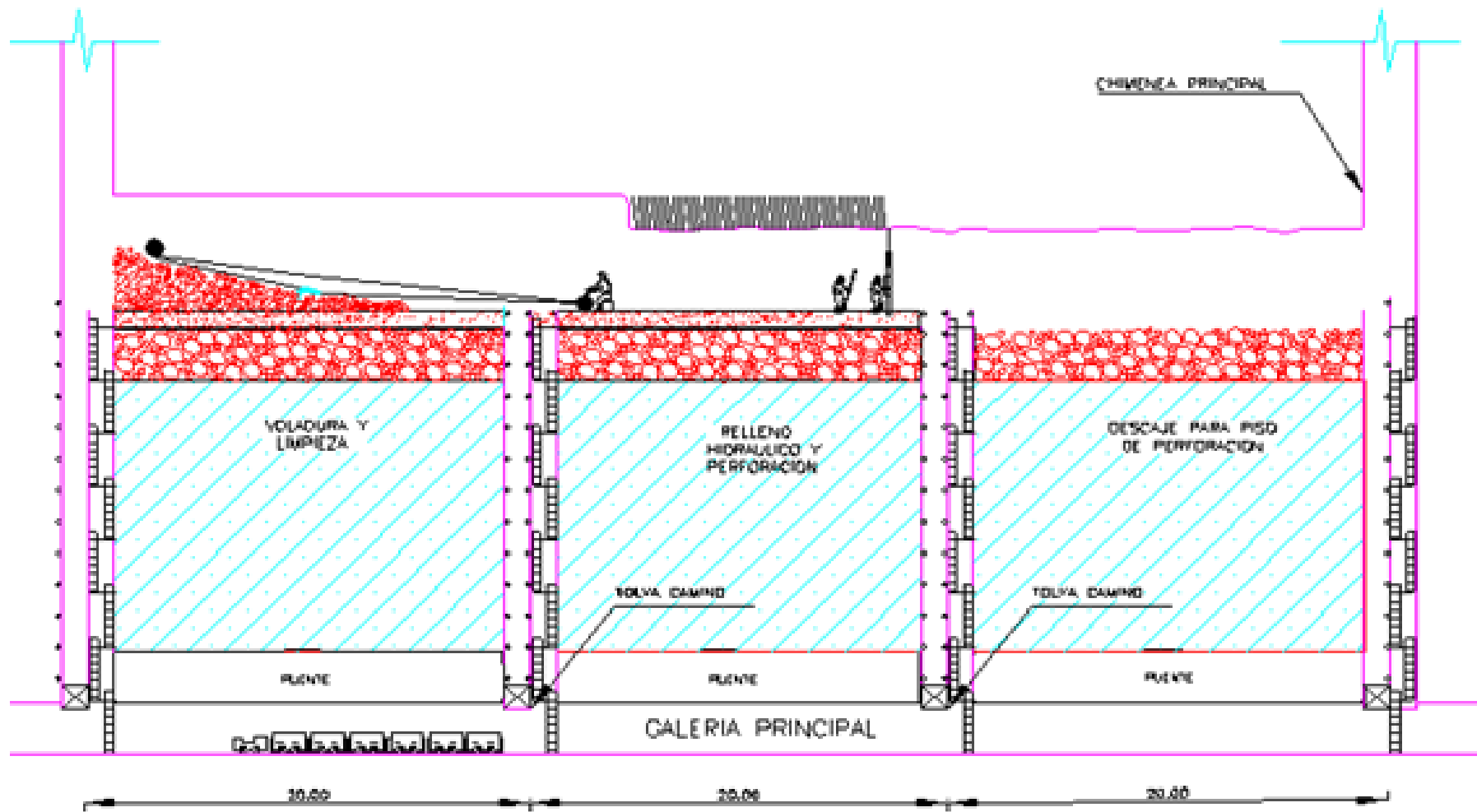


Figura 3. Método de explotación corte y relleno ascendente convencional
Fuente: Área de operaciones Mina.

2.3 Marco conceptual

2.3.1 Calidad de macizo rocoso.

Es el valor numérico que corresponde al tipo de macizo rocoso in situ como calificación cuantitativa y cualitativa que se obtiene mediante el mapeo geomecánico con la aplicación de una clasificación geomecánica

2.3.2 Caracterización de macizo rocoso.

Es el procedimiento de cuantificación del dominio estructural mediante las clasificaciones geomecánicas más apropiadas, mediante un mapeo geomecánico de línea de detalle, método de la ventana o por método de arco rebatido que se requieren en el diseño de cualquier tipo de excavación sea superficial o subterráneo.

2.3.3 Clasificaciones geomecánicas.

Las clasificaciones geomecánicas, son procedimientos empíricos de obtención de la información de las características de dominio estructural del macizo rocoso, haciendo la valoración de cada uno de los parámetros geomecánicos se determina un valor numérico, las principales clasificaciones son el RMR por Z.T. Bienawski, índice Q de Nick Barton, GSI de Hoek and Brown, MRMR de Laubscher

2.3.4 Roca intacta

Se le conoce también con matriz rocosa, es el bloque rocoso que no tiene presencia de ninguna discontinuidad en su estructura, identificado también como medio continuo sin presencia de diaclasas.

2.3.5 Macizo rocoso.

Es el bloque rocoso con presencia de discontinuidades en su estructura, la presencia de discontinuidades en cantidad y calidad tienen influencia de la calificación del macizo rocoso.

2.3.6 Discontinuidades.

Se les conoce como diaclasas, planos de debilidad, juntas, fisuras, juntas, son fracturas que no se caracterizan por no poseer desplazamiento, cuando una junta tiene desplazamiento se le denomina falla.

2.3.7 Características de las discontinuidades.

En las discontinuidades por sus características peculiares, se pueden identificar varias características que son calificadas y valoradas para la determinación de la calidad del macizo rocoso:

- Orientación.
- Espaciado o espacio.
- Persistencia.
- Apertura.
- Rugosidad.
- Relleno.
- Alteración.
- Agua subterránea.

Orientación. La orientación es la forma de exposición natural de las diaclasas en el espacio definido por su rumbo y buzamiento respecto al Norte, estas características son evaluadas estadísticamente en el estereograma o en un programa especializado Dips de rocscience.

Espaciado. Se le conoce con el nombre espacio, a la distancia perpendicular existente entre dos discontinuidades medidas en la dirección de la línea de detalle en el mapeo geomecánico

Persistencia. La persistencia es la longitud de la discontinuidad interceptada e identificada que puede iniciarse en la roca intacta o conjunto de discontinuidades existentes la cuantificación y calificación se realiza en la línea de detalle de mapeo geomecánico.

Rugosidad. Es la asperosidad o conjunto de irregularidades de la superficie de la discontinuidad, se manifiesta en la presencia de pequeñas ondulaciones sobresaliente; esta rugosidad en el macizo rocoso se mide con el peine de Barton o rugosímetro en una escala definida.

Apertura. Es la distancia perpendicular de cara a cara de una discontinuidad identificada en el macizo rocoso

Relleno, espesor. El relleno es material que se encuentra en el intersticio de la discontinuidad, que son evaluados de acuerdo a las características y composición considerando el espesor de la discontinuidad.

Alteraciones. Se le conoce también como meteorización o intemperización, es la modificación superficial del macizo rocoso por los agentes de la meteorización, estos pueden argilización, sericitización,

Agua subterránea. Se refiere al agua que fluye en el interior de macizo rocoso, es el agua que ha ingresado desde un lugar pre existente a través de las diaclasas y fluye a través de las discontinuidades hasta llegar a la zona de la excavación subterránea.

2.3.8 Geomecánica

La geomecánica es la ciencia que se ocupa del estudio de las características de rocas y suelos que se sustenta con la teoría de la mecánica de suelos y mecánica de rocas considerando los modificaciones de esfuerzos existentes, según SNMPE (2004), Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea de la Sociedad Nacional de Minería petróleo y energía, con una adecuada cuantificación y calificación de la calidad del macizo rocoso, se logra plantear un diseño adecuado de infraestructura minera, así como plantear el adecuado soporte de la excavación para evitar desprendimiento de rocas del techo de la excavación conforme a la norma peruana.

Plasticidad. la capacidad de deformarse permanente e irreversiblemente cuando se encuentra sometido a tensiones por encima de su rango elástico, es decir, por encima de su límite elástico; esta propiedad depende de la composición mineral de las rocas, para incrementar la deformación plástica es importante aumentar el esfuerzo (Caballero C. 1998).

Abrasividad. Es la propiedad de las rocas al desgaste de la superficie de contacto con otro cuerpo más resistente como resultado de las tensiones locales

Textura. Es la estructura de los minerales que conforman la roca, fundamentalmente se refiere al tamaño, forma y la distribución de sus granos englobados en una matriz rocosa definida

Elasticidad. Es una propiedad de las rocas en donde las deformaciones elásticas ocurren al retirar la fuerza aplicada se recuperan las deformaciones, volviendo la muestra a su estado inicial (Caballero C., 1998).

Recursos geológicos. Es la parte valiosa del yacimiento minero ubicado e identificado mediante evaluaciones de sondajes diamantinos y ubicados a una profundidad con el uso de programas mineros en modelos de bloques con leyes de minerales definidas.

Reservas mineras. Es una parte de recursos identificados que se establece en el programa de extracción que se estiman en probado, probable y prospectivos, tomando los aspectos ambientales, tecnológicos y financieros

Yacimiento minero. Es un depósito mineral en donde se tiene identificado la calidad y cantidad de minerales existentes económicamente favorables para su extracción, dependiendo de la profundidad y dimensión y el precio fluctuante en el mercado internacional de los minerales.

Explotación. Se refiere a la extracción y aprovechamiento económico de los recursos y reservas minerales, mediante tecnologías apropiadas conforme a las normas existentes, cuidando el medio ambiente en el marco de desarrollo sostenible.

Desarrollo. Se refiere a la etapa inicial de la apertura de la excavación hasta llegar al cuerpo o veta mineralizada, antes de realizar el desarrollo de acuerdo a las normas, asevera, Bustamante M, A. (2008) en desarrollo es necesario cumplir con las exigencias de la evaluación de impacto ambiental, adquisición de la propiedad, terrenos superficiales, uso del aguas, caminos y energía eléctrica requerida, para Ortiz J. (2010),

Relleno. El relleno es la acumulación de material estéril en la cavidad extraída con el objetivo de lograr la estabilidad y evitar el desprendimiento de rocas de los pilares y techo, puede ser:

Rellenos de tajos antiguos: Son los rellenos ubicados en los tajos antiguos que resultan económicos para el traslado hacia el tajo de explotación

Relleno Hidráulico: Está constituido generalmente por material de grano fino proveniente de la planta de recuperación metalúrgica suspendido en una base a agua, el traslado se realiza mediante una red de tuberías.

Relleno de Pastas: es una mezcla de cemento con relaves de planta de recuperación metalúrgica

Sostenimiento. Es la aplicación de elementos de soporte activo o pasivo para mantener la estabilidad del tajo que se ha generado como consecuencia de la extracción de mineral valioso, es decir, se mantiene estable sin desprendimiento de rocas con elementos de fortificación tales como pernos y/o malla de alambre, cimbras, cables, (Mamani F. 2015).

2.3.9 Generalidades de minera Toctopata

Ubicación. El Prospecto Minero “Tajo Carmelita”, está ubicado en la concesión “Torniquete 3” titulada y vigente abarcando una extensión de 1000 ha., con código 010063804 siendo titular Compañía Minera Caravelí S.A.C. abarcando los distritos de

Kishuara, Pacucha y Kaquiabamba, provincia de Andahuaylas, región Apurímac, American Real Estate S.A.C., ha celebrado contrato con la Asociación de Mineros de la Comunidad de Toctopata (109 Mineros), quienes poseen un Registro integral de formalización moderna (REINFO), además de 8 Reinfos individuales para la explotación del tajo “Carmelita”, en las condiciones de Operadores de Mina. De acuerdo de su división política el área de estudio está comprendida por el departamento de Apurímac, provincia de Andahuaylas, distrito de Kishuara, Pacucha y Kaquiabamba, paraje de Toctopata. Geológicamente, abarca el cuadrángulo de Andahuaylas (28-p). Ver Figura 4 y Tabla 10.

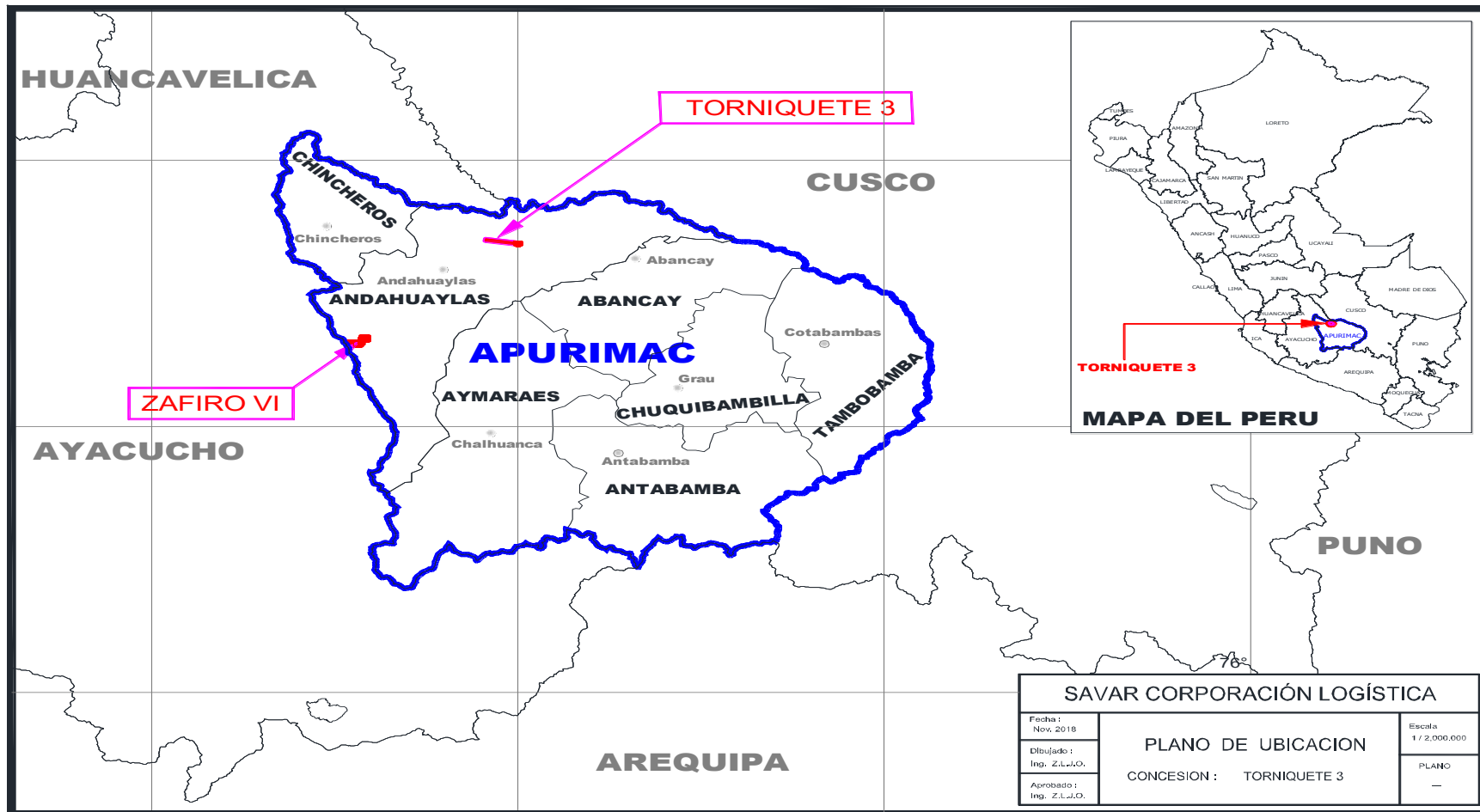


Figura 4. Ubicación de mina Toctopata
Fuente: Savar Corporación Logística.

Tabla 8.

Coordenadas UTM de propiedades

COORDENADAS UTM - DE PROPIEDADES MINERAS ZONA 18							
ITEM	NOMBRE	VERTICES	PSAD 56		WGS 84		HECTAREAS
			N	E	N	E	
01	TORNIQUETE 3	1	8,499,056.42	696,906.83	8,498,687.06	696,679.36	1000
		2	8,498,068.73	696,750.40	8,497,699.36	696,522.94	
		3	8,499,633.08	686,873.52	8,499,263.77	686,646.26	
		4	8,500,620.76	687,029.95	8,500,251.45	686,802.68	

Fuente. Savar Corporación Logística.

Accesos

Por vía aérea. El vuelo Lima – Andahuaylas (55 minutos de vuelo) continuando al yacimiento en un recorrido de poco más de una hora y media.

Por vía terrestre. La vía principal de acceso a la región de Apurímac es por la carretera Panamericana Sur, para luego tomar la carretera Interoceánica. El trayecto es Lima - Pisco – Ayacucho - Andahuaylas – a 11 Km rumbo Abancay tomar la ruta hacia mano izquierda rumbo a Pacucha la cual luego de desarrollar 23 km se llega al yacimiento (833 km) y, su duración es aproximadamente más de catorce horas en camioneta. Ver tabla 11.

Tabla 9.

Acceso a prospecto minero tajo Carmelita

ACCESO A PROSPECTO MINERO					
DEPARTAMENTO :		APURIMAC			
PROVINCIA :		ANDAHUAYLAS			
DISTRITO :		SAN MIGUEL DE CHACCRAMPA			
CUADRO DE DISTANCIAS					
ITEM	DE	A	TIEMPO HRS.	TIPO DE CARRETERA	TOTAL KMS.
1	LIMA	PISCO	3.00	ASFALTADA	230.0
2	PISCO	HUAMANGA	6.30	ASFALTADA	334.0
3	HUAMANGA	ANDAHUAYLAS	2.30	ASFALTADA	235.0
4	ANDAHUAYLAS	DESVÍO	0.15	AFIRMADA	11.0
5	DESVÍO	YACIMIENTO	1.00	AFIRMADA	23.0
TOTAL			14.20		833.0

Fuente: Elaboración propia

2.3.10 Marco geológico y recursos minerales

La estructura mineralizada se encuentra emplazada entre la estratificación de la Formación Auzangate, del Cretáceo superior, compuesta de limolitas, areniscas, limo arcillitas de color pardo rojizo, la misma que está seccionada por fallas dextrales, de tal forma que los desplazamientos de falla determinan áreas mineras, (Calderón M. 1981)

La veta tiene 1,50 m de potencia promedio con dirección N70°W y buzamiento 66° SW. La mineralización de mena consiste en digenita, covelina y calcosina y la de ganga de cuarzo blanco con bajo contenido aurífero y argentífero. El estilo estructural determina zonas con mayor enriquecimiento, las cuales están separadas por unos 50 - 80 m de forma vertical y horizontal. No se han observado rocas intrusivas en el área, pero se presume que la mineralización esté relacionada a las dioritas de la Unidad Ocobamba, cuyos afloramientos se reportan hacia el sur, (Loaiza et al, 2008)

Hace algunos años, en este lugar se tuvo una producción de 10 TM/mes con perspectivas de continuidad en longitudinal como en profundidad. Ver figura 5.

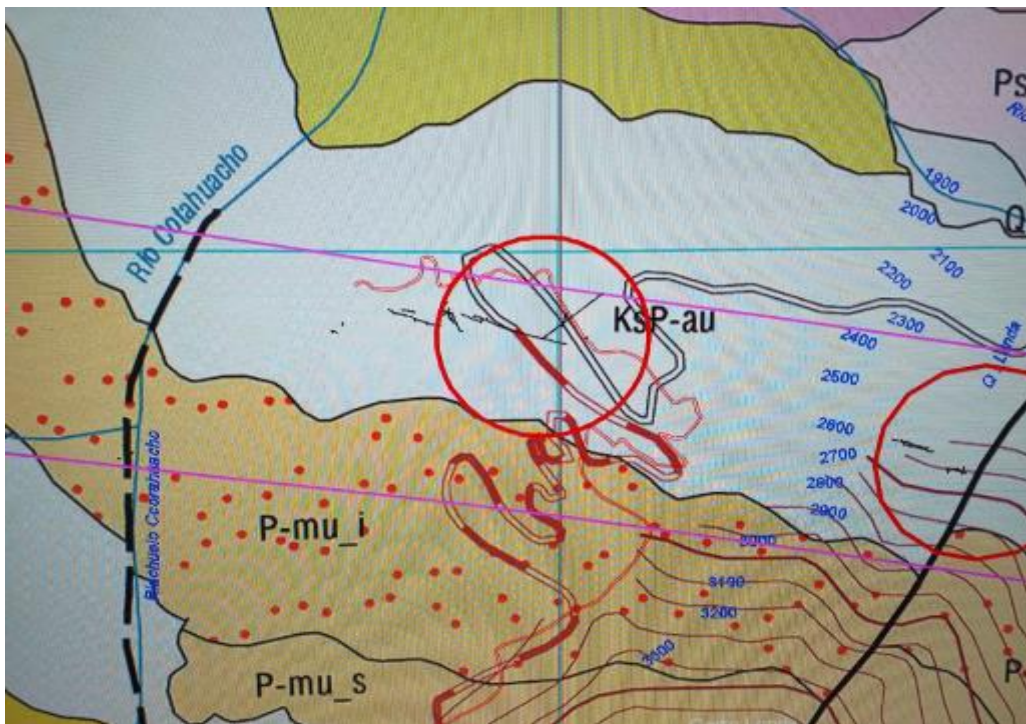


Figura 5. Marco geológico
Fuente: Geología de la zona.

El yacimiento anteriormente ha sido trabajado por La Empresa Minera Caravelí, la cual realizó una labor de penetración de 310 m en la cota 2600 m.s.n.m. hasta interceptar la estructura mineralizada; luego ha desarrollado galerías tanto al NW como SE con

desarrollos de 300 y 100 m respectivamente. Así mismo se tiene conocimiento que hubo desarrollo en niveles inferiores con mejores perspectivas de mineralización, hacia el extremo S.E. de la estructura se presenta mineral de cobre nativo. Además, se tiene información que existía una planta concentradora la que trataba un promedio de 30 TMD y que por motivos de incumplimiento de la Comunidad de Toctopata fue tomada y luego desalojada de la zona.

Se realizaron pruebas geoquímicas de cobre y plata en los laboratorios de K.W. QUÍMICA GERMANA S.A.C. cuyo resultado se encuentra en el anexo del presente trabajo.

También se realizó pruebas de microscopia electrónica dando como resultado reportes de 5,1 % de Cobre y 1,8 % de Azufre. Ver anexo.

Reserva y recursos minerales. El tonelaje, ley, contenidos finos y el valor del mineral se muestran en Tabla 12. Tabla 13, Tabla 14.

Tabla 10.

Valor del recurso indicado – Argama



VALOR DEL RECURSO INDICADO - ARGAMA

MATERIAL	AREA	POTENCIA	VOLUMEN	DENSIDAD	TONELAJE	LEY MEDIA	CONT. FINOS	OBSERVACIONES
						% Cu	TM Cu	
A-1	23,973.0	1.50	35,959.50	2.20	79,110.90	4.81	3,805.234	
A-2	25,952.0	1.50	38,928.00	2.20	85,641.60	5.29	4,530.441	
	49,925.0	1.50	74,887.50	2.20	164,752.50	5.06	8,335.675	
-10% * ERROR DE MUESTREO Y ENSAYE					164,752.50	4.55	7,496.239	

MATERIAL	AREA	POTENCIA	VOLUMEN	DENSIDAD	TONELAJE	LEY MEDIA	PRECIO 8 ABR 19	VALOR DEL MINERAL
						% Cu	\$/TM Cu	
VALOR DEL RECURSO INDICADO					164,752.50	4.55	6,342.90	47,547,892.77

MATERIAL	AREA	POTENCIA	VOLUMEN	DENSIDAD	TONELAJE	% DE RECUP.	VALOR EN \$ *TON	\$
						Cu	Cu	
						95.00%		
RECUPERACIÓN					164,752.50	4.32	274.17	45,170,498.13
-10% DESCUENTOS EN RECUPERACIÓN								-4,517,049.8
COSTO DE PRODUCCIÓN								-6,590,100.00
MAQUILA								-2,800,792.50
-10% POR PROCESO METALÚRGICO								-4,517,049.81
TRANSPORTE								-4,942,575.00
SALDO								21,802,931.00

Fuente. ARE American Real Estate SAC.

Tabla 11.

Valor del recurso inferido – Argama



VALOR DEL RECURSO INFERIDO - ARGAMA

MATERIAL	AREA	POTENCIA	VOLUMEN	DENSIDAD	TONELAJE	LEY MEDIA	CONT. FINOS	OBSERVACIONES
						% Cu	TM Cu	
A-1	31,401.0	1.50	47,101.50	2.20	103,623.30	4.81	4,984.281	
A-2	51,905.0	1.50	77,857.50	2.20	171,286.50	5.29	9,061.056	
	83,306.0	1.50	124,959.00	2.20	274,909.80	5.11	14,045.337	
-10% * ERROR DE MUESTREO Y ENSAYE								
					274,909.80	4.34	11,931.085	

MATERIAL	TONELAJE	LEY MEDIA % Cu	PRECIO 8 ABR 19 \$/TM Cu	VALOR DEL MINERAL
VALOR DEL RECURSO INFERIDO	274,909.80	4.34	6,342.90	75,677,681.08

MATERIAL	TONELAJE	% DE RECUP.	VALOR EN \$ *TON	\$
		Cu 95.00%	Cu	
RECUPERACIÓN	274,909.80	4.12	261.52	71,893,797.02
-10% DESCUENTOS EN RECUPERACIÓN				-7,189,379.7
COSTO DE PRODUCCIÓN				-10,996,392.00
MAQUILA				-4,673,466.60
-10% POR PROCESO METALÚRGICO				-7,189,379.70
TRANSPORTE				-8,247,294.00
SALDO				33,597,885.02

Fuente: ARE American Real Estate S.A.C.

Tabla 12.

Valor del mineral por tonelada, Argama - Andahuaylas



**VALOR DEL MINERAL POR TONELADA
ARGAMA - ANDAHUAYLAS**

VALOR DE 1 T.M. DE MINERAL (08-ABR-2019)			VALOR \$ IN SITU	VALOR \$ RECUPERABLE
MINERAL	LEYES Cu	PRECIO/TM		
% Cu =	4.55	\$6,342.90	\$288.60	\$288.60
% Cu =	4.34	\$6,342.90	\$275.28	\$275.28
TOTAL			\$563.88	\$563.88

NOTA

Recuperación del Cobre 95%

VALOR DEL MINERAL				\$ USA	OBSERVACIONES
TONELAJE * VALOR					
164,752.50	*	\$288.60	=	\$47,547,892.77	RECURSOS INDICADOS
274,909.80	*	\$275.28	=	\$75,677,681.08	RECURSOS INFERIDOS
TOTAL				\$123,225,573.85	

Fuente: ARE American Real Estate S.A.C.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Métodos y alcance de la investigación

3.1.1 Método de la investigación

Se aplicará el método científico no experimental, tomando en cuenta los instrumentos y los pasos sistemáticos que harán posible al investigador realizar sus objetivos planteados, (Hernández, Fernández y Baptista, 2006)

3.1.2 Alcance

El estudio presentado se orienta a cubrir las expectativas de optimizar el método de explotación subterránea adecuado, según la selección de distintos métodos aplicables.

3.2 Tipo y diseño

El diseño de la investigación es una planificación comprendida de lo que se debe hacer para lograr los objetivos del estudio. Un diseño cuidadoso del estudio es fundamental para determinar la calidad de la investigación científica. Si se trata de un diseño estadístico, el mismo debe tener en cuenta la estructura del estudio, y todos los aspectos concernientes a la recolección de datos, incluido el tipo de mediciones a realizar y la frecuencia de las mismas, a través de un diseño cuidadoso puede minimizar el sesgo y reducir el error aleatorio (Douglas G. A. 1992).

3.2.1 Tipo de la Investigación

Según Huancahuari (2009), los tipos de investigación pueden ser, exploratoria, descriptiva, correlacional o explicativa, una misma investigación puede abarcar fines exploratorios, en su inicio, y terminar siendo descriptiva, correlacional y hasta explicativa;

de acuerdo a los objetivos planteados, el trabajo de investigación, es del tipo descriptivo y aplicativo.

3.2.2 Diseño de la Investigación

El diseño de investigación es un plan general del investigador para obtener respuestas a sus interrogantes o comprobar la hipótesis de investigación, tal como afirma Sánchez y Reyes (1986), es el conjunto de estrategias básicas que el investigador adopta para generar información sobre el tema de investigación, es decir es la estrategia que se desarrolla para obtener la información de la investigación afirma, (Hernández, Fernández, Baptista 2006). También se puede definir como una estrategia para consolidar la información una vez que se precisó el planteamiento del problema,

3.2.3 Fases de la investigación

En el presente trabajo de investigación se ha considerado de acuerdo a sus características particulares tres fases que son:

- Trabajo de campo.
- Trabajo en gabinete.
- Post proceso.

Trabajo de campo. Corresponde a la etapa de la recolección muestras representativas y de la información de la estructura litológica del macizo rocoso mediante un mapeo geomecánico de RMR de Bieniawski en el registro lineal de detalle haciendo una evaluación pormenorizada del dominio estructural, involucra también la determinación de la resistencia del macizo rocoso por método no destructivo, haciendo uso de esclerómetro para determinar la resistencia compresiva uniaxial, en tajo Carmelita de la Mina Toctopata de la Compañía Mineras Caravelí S.A.C.

Trabajo en gabinete. EL trabajo en gabinete consiste en el uso de laboratorio de mecánica de rocas, para determinar la resistencia compresiva uniaxial, corte directo, resistencia a la tracción por método indirecto llamado método brasileño, en el trabajo en gabinete consiste en la consolidación de los datos de campo en el software Dips para determinar la estabilidad cinemática de la zona de estudio

Post proceso. El post proceso está constituido por el ingreso de los datos de campo en los diferentes programas u ordenadores de la geomecánica tales como, Dips, Roclab, rockdata, y phase; como resultado se obtiene el dominio estructural, los esfuerzos principales mayor y menor las que posteriormente son verificados por los fiscalizadores de MEM; este procedimiento es aseverado en Osinerming (2017), para una

operación minera con cero accidentes, que conduce a la determinación de la resistencia del macizo rocoso del tajo Carmelita en una profundidad establecida respecto a la superficie, y plantear el requerimiento de soporte activo o pasivo de acuerdo a la calidad del macizo rocoso para dar cumplimiento a las normas de seguridad minera y salud ocupacional, los que son evaluados en el proceso de fiscalización de parte de Osinerming

3.2.4 Nivel de investigación

Es la altura de la investigación, expresa una gradación que va de lo inferior a lo superior, sostiene (Hernández, Fernández, Baptista 2006). Corroborado por Zavala A. A. (1999), de lo simple a lo complejo, por estas consideraciones el trabajo de investigación es:

- **Descriptivo.** busca especificar las propiedades, las características y los perfiles de personas, grupos, comunidades, procesos, objetos o cualquier otro fenómeno materia de análisis, en el proceso de la investigación, (Hernández, Fernández, Baptista 2006), en el presente trabajo de investigación describirá las características geomecánicas del macizo rocoso en el tajo Carmelita para cuantificar su calidad.
- **Explicativo.** Los estudios explicativos van más allá de la descripción de conceptos se refiere a la descripción cualitativa y cuantitativa de diferentes conceptos, explica los resultados que se han utilizado como datos de ingreso a los diferentes programas informáticos es decir, están dirigidos a responder por las causas de los eventos y fenómenos físicos o sociales, Hurtado I. y Toro J. (2005),.

3.2.5 Población y muestra

Población. Según Arias F. (1999), la población está constituida por el conjunto de todas las observaciones posibles con el establecimiento de la unidad de análisis que se ha establecido en una progresiva de 412,00m a 422,00 m y su respectiva delimitación en el tajo Carmelita, la unidad de análisis está formado por el conjunto de mediciones que se obtengan de registro lineal, tal como indica Hurtado I. y Toro J. (2005), la recolección de la información de las características estructurales, propiedades físico-mecánicas para caracterización del macizo rocoso, este conjunto de elementos se evaluará mediante el uso de estereograma y se procesarán en el software DIPS para posteriormente determinar la calidad del macizo rocoso mediante las clasificaciones geomecánicas más aplicadas.

Muestra. Al respecto Arias F. (1999), indica, en un trabajo de investigación conforme la metodología de la toma de datos y el número de la población, la muestra puede ser igual a la población, teniendo presente esta propuesta en el presente trabajo de investigación tanto la población como muestra lo conforman las diaclasas o discontinuidades del macizo rocoso, además dado las características geo estructurales la población es igual que la muestra en vista que la toma de datos de mapeo geomecanico se ha realizado en progresivas consistente en la evaluación continua de cada diaclasa, describiendo cada uno de sus características litoestructurales del macizo rocoso de arenisca, conforme el requerimiento de las clasificaciones geomecánicas de RMR de Bieniawski, Q de Barton y GSI de hoek and Brown.

Número de muestra. El número de muestra respecto a las discontinuidades del macizo rocoso, depende del tamaño de la progresiva o tramo, estos datos de campo se obtienen en el terreno conforme las características lito estructurales del macizo rocoso, así menciona Gonzales de Vallejo L. (2002), corroborado por Córdova N. (2006), las características de cada una de las discontinuidades se evalúan haciendo uso del software Dips con gráficos de histogramas respectivas por la cantidad total de discontinuidades en la progresiva donde no es necesario determinar el número de muestras, sino lo que se trata es evaluar minuciosamente el número total de discontinuidades en una progresiva y avances respectivos, al respecto indica de manera similar en su texto guía académica de mapeo geomecanico (Mamani F. 2015).

Muestreo. El muestreo es una herramienta de la investigación científica cuya función específica es la recolección de la información de las características del dominio estructural mediante técnicas establecidas en un mapeo geomecanico de registro lineal asevera Mamani F (2015), este concepto se ha aplicado en el tajo Carmelita de la Mima Toctopata.

3.2.6 Técnicas e Instrumentación de la Recolección de Datos

En el proceso de elaboración del conocimiento objeto de la investigación, se hará uso del método deductivo, es decir, partiendo de una estrategia global de marco teórico o conceptual, indica Sánchez C. y Reyes C. (1986), se estudiará todos los parámetros geomecánicos del tajo Carmelita de la mina Toctopata.

3.2.7 Técnicas para el Procesamiento de la Información

En esta etapa del estudio se utilizó como técnicas a la codificación, tabulación (definición de cuadros y gráficas) y cuadros de consistencia, para luego en función a

estos cuadros elaborados se puedan realizar el análisis respectivo con el apoyo de un ordenador específico en el software minero de rocscience, Excel avanzado, Access (base de datos).

3.2.8 Técnicas de Análisis de Datos

La información recolectada es representada en tablas de contingencia, con tantas entradas como indicadores tengan las variables, o también serán representadas en gráficos, cualquiera que sea su forma, los cuales se mencionarán en cada caso específico, Sánchez C. y Reyes C. (1986).

3.2.9 Validación y confiabilidad de los instrumentos

Según Hernández, Fernández y Baptista (2006), toda medición o instrumento de recolección de datos debe reunir tres requisitos esenciales: confiabilidad, validez y objetividad.

La confiabilidad. La confiabilidad de un instrumento de medición se refiere al grado en que su aplicación repetida al mismo individuo u objeto produce resultados iguales.

La validez. La validez, en términos generales, se refiere al grado en que un instrumento realmente mide la variable que pretende medir. Por ejemplo, un instrumento válido para medir la inteligencia debe medir la inteligencia y no la memoria.

La objetividad. En un instrumento de medición, la objetividad se refiere al grado en que este es permeable a la influencia de los sesgos y tendencias del investigador o investigadores que lo administran, califican e interpretan (Mertens, 2005) citado por Hernández, Fernández y Baptista (2006). En este sentido, los aparatos y sistemas mal calibrados, por ejemplo una balanza electrónica mal calibrada y no estandarizada puede conducir a generar sesgos en los resultados, Fox (1990) citado por Carrasco S, (2009), respecto a la representatividad mencionan:

- Conocer qué características (variables) están relacionadas con el problema que se estudia.
- Capacidad para medir esas variables.
- Poseer datos de la población sobre estas características o variables para usarlos como variable de comparación.

3.2.10 Instrumentos

Es el recurso de que se vale el investigador para acercarse a los fenómenos y extraer de ellos información. Es el material base, resultado de la operacionalización de las variables que contienen ítems, ya sean abiertos (inestructurados) o cerrados (estructurados) o ambos (semiestructurados) y se van a aplicar ya sea a la población, muestra o a pequeños grupos, se han considerado los siguientes:

- Equipo de protección personal.
- Pinturas para el marcado de numeración de diaclasas.
- Planos de la geología regional y local.
- Informaciones satelitales en la carta Nacional de IGN (Instituto Geográfico Nacional).
- Tabla de registro lineal para mapeo geomecánico de RMR de Bieniawski.
- Computadoras y/o laptops personales.
- Software especializado para los cálculos y procesamiento de datos DIPS.
- Brújulas.
- Estación total.
- Equipo de GPS.
- Escalímetros, reglas, compas, escuadras.
- Flexómetro.

Para Córdova R. (2008), una adecuada construcción de los instrumentos de recolección que la investigación requiere, alcanza entonces la necesaria correspondencia entre teoría y hechos; es más, podríamos decir que es gracias a ellos que ambos términos efectivamente se vinculan, con los procedimientos planteados con los resultados que se obtienen en toda zona del presente trabajo de investigación y características geomecánicas del macizo rocoso para implementar el método de explotación de corte y Relleno ascendente considerando la propuesta (Nicholas 1981,1992).

3.2.11 Técnicas de recolección de datos

En el presente trabajo de investigación, se ha realizado la recolección de datos de campo, específicamente las características litoestructurales del macizo rocoso en un registro lineal, los cuales se han evaluado estadísticamente de acuerdo a cada familia de discontinuidades mediante el software DIPS 5.1 en una gráfica de histogramas de acuerdo a las frecuencias de las tablas para cada familia de diaclasas en un tramo de 10,00m de longitud. Para la elaboración del registro lineal se ha tomado en cuenta la sugerencia de Córdova N.D. (2006), y Rodríguez G. (2015), los más usados en la

actualidad en la minería peruana subterránea por su versatilidad y adecuación a la toma de datos de campo, no obstante, que en la actualidad existen muchos registros que son utilizados de acuerdo a los expertos en geomecánica normados por ISRM.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1 Pruebas y resultados de acuerdo a objetivos específicos

En el presente trabajo de investigación se ha establecido tres objetivos específicos que se describen:

Objetivo específico 1. Determinar la calidad del macizo rocoso, mediante las clasificaciones geomecánicas para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.

Objetivo específico 2. Determinar las características geométricas del depósito mineral, mediante la evaluación de geométrica estructural y características mecánicas del yacimiento, para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

Objetivo específico 3. Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente, considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

4.2 Pruebas y resultados de acuerdo a objetivo específico 1 en Tajo Carmelita

Diversos métodos de clasificación y caracterización de macizos rocosos son empleados para determinar los índices de resistencia tales como el Rock Más Rating (RMR), Q, y el Geological Strength Index (GSI), para el soporte requerido.

4.2.1 Caracterización geomecánica de macizo rocoso en Tajo Carmelita

Según Osinerming (2017), La caracterización del macizo rocoso es la cuantificación de la calidad de la masa rocosa mediante el uso de los sistemas de

clasificaciones geomecánicas más conocidas RMR de Bieniawski, índice Q de Barton y GSI de Hoek y Brown, el proceso consiste en la observaciones geológicas, mediciones y ensayos para obtener parámetros geomecánicos cuantitativos de cada sistema; con la caracterización del macizo rocoso se logra la información pormenorizada de las discontinuidades para su valoración, la descripción de la roca intacta, la textura y la estructura; con los resultados de la cuantificación de la calidad del macizo rocoso se elabora la zonificación para asignarle un soporte apropiado tanto pasivo como activo, Rodríguez G. (2015), en las investigaciones realizadas por (Ferrer, M. et al., 1999), indica, la caracterización geológica debe permitir no solo definir la geometría de sub suelo, en lo que dice relación con los contactos entre los diversos entes geológicos, sino también permitir una definición de los distintos tipos de unidades geotécnicas básicas que aparecen en el área de interés.

4.2.2 Clasificación Geomecánica Rock Mass Rating RMR de Bieniawski 1989

Para Ramírez O. y Alejano L. (2004), el sistema Rock Mass Rating (RMR) es un procedimiento que alcanzó una acogida mundial en el campo de las excavaciones subterráneas, túneles e infraestructura minera, para determinar geomecánicamente la calidad del macizo rocoso, propuesto inicialmente en 1973 por Z.T. Bieniawski y posteriormente ha sido modificado en los siguientes versiones, la versión de 1989 es la más usada en el diseño excavaciones mineras, el uso de RMR en el diseño geomecánico de labores mineras es común en la minería peruana menciona Córdova D. (2008), corroborado por Mamani F. (2015) en diseño excavaciones mineras subterráneas y superficiales, de manera similar la versión de 1976 es usada en el diseño de pilares así como en el diseño depilares corona; la recolección de la información de las características de las discontinuidades se realiza mediante un mapeo geomecánico RMR de Bieniawski los cuales son evaluados estadísticamente mediante el uso de estereogramas y programas especializados de Dips, estéreo o estereonet.

4.2.3 Objetivos de Caracterización geomecánica de Rock Mass Rating RMR de Bieniawski 1989 de Tajo Carmelita

Los objetivos de la caracterización del macizo rocoso se detallan:

- Definir el tipo o clase al que corresponde.
- Zonificar el macizo rocoso de acuerdo a la calidad.
- Establecer la calidad el macizo rocoso.

- Elaborar la planificación respecto al diseño de la infraestructura minera considerando la calidad
- Proponer el tipo de soporte apropiado para la excavación de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.
- Aportar en la elección del método de minado por método numérico con la calidad de macizo rocoso del tajo Carmelita-mina Toctopata

La clasificación geomecánica RMR de Bieniawski menciona cinco categorías o clases en una calificación de 0 a 100 puntos, posteriormente Romana M. (2002) ha dividido en 10 categorías, es decir, la clase I en clase I-a, clase I-b, respectivamente.

4.2.4 Parámetros geomecánicos de Rock Mass Rating RMR de Bieniawski

La versión RMR 76 y la versión RMR 89 han incorporado cinco parámetros geomecánicos y un parámetro de descuento por orientación, (Belandria N., Bongiorno F. 2012):

- Resistencia compresiva uniaxial o resistencia no confinada.
- RQD.
- Espaciado.
- Condición de las discontinuidades.
- Agua subterránea.
- Descuento por orientación.

4.2.5 Propiedades físicas y mecánicas de roca intacta

Propiedades físicas. Se les conoce también como propiedades índice y se dividen en:

- Fábrica y textura.
- Tamaño de grano.
- Color.
- Densidad.
- Permeabilidad.
- Alterabilidad.

Respecto a las propiedades físicas se ha evaluado en seis progresivas en el tajo Carmelita, en cada progresiva la arenisca materia de estudio es de grano fino de color

pardo amarillento limonitizado y su densidad es de 2,58 Ton/m³ la muestra ha sido evaluado en laboratorio de mecánica de rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú, ver Figura 6. Se ha evaluado el macizo rocoso encajonante y la veta Carmelita (mena)

ENSAYO DE PROPIEDADES FÍSICAS

Los ensayos se han realizado conforme la norma ASTM 1556

Propiedades físicas y resistencia por progresivas de tajo Carmelita Mina Toctopata										
ID	Progre siva	Código	Zona	Tipo de roca	Alteración	Densid ad Nat (Tn/m ³)	Resistencia		Resistencia	
							Drenado		No drenado	
							C° (Tn/m ²)	Ø (°)	C (Tn/m ²)	Ø (°)
1	M	NV-1A-CPO	Hastial derecho	Arenisca	No alterada	2.43	6.00	36	6.00	35
2	N	NV-2A-CPO	Hastial derecho	Arenisca	No alterada	2.30	5.00	36	5.00	36
3	O	NV-3A-CPO	Hastial izquierdo	Arenisca	No alterada	2.58	10.00	36	10.00	36
4	P	NV-4A-CPO	Hastial izquierdo	Arenisca	No alterada	2.50	10.00	36	11.00	36
5	Q	NV-5A-CPO	Hastial izquierdo	Arenisca	No alterada	2.55	9.00	36	9.00	36
6	R	NV-6A-CPO	Hastial derecho	Arenisca	No alterada	2.49	8.00	35	9.00	35
PROMEDIO						2.475	8	35.8	8.3	35.7

Figura 6: Resultados de propiedades físicas y resistencia en PUCP.

Fuente. Laboratorio de mecánica de rocas de PUCP.

Propiedades Mecánicas. En las propiedades mecánicas se consideran:

- Resistencia a la compresión simple.
- Resistencia a la tracción.
- Velocidad de ondas sónicas.
- Resistencia.

4.2.6 Primer parámetro geomecánico, resistencia compresiva uniaxial (RCU).

Método destructivo de resistencia compresiva uniaxial. Los resultados de método destructivo resistencia compresiva uniaxial en laboratorio se observan en la Figura 7, corresponden a las evaluaciones de resistencia compresiva uniaxial o resistencia no confinada el resultado de la RCU por método destructivo de acuerdo a la Norma ASTM D

2938 la muestra NV-3A CPO corresponde a Tajo Carmelita Progresiva O tramo O del mapeo geomecanico de la línea de detalle con un valor de 75,84 MPa , el proceso de evaluación de las muestras se han realizado conforme se establecen en la norma ASTM 2938 en laboratorio de PUCP, donde se detallan con bastante claridad las características físicas de la muestra respecto al diámetro y la altura de la probeta, afirman, (Bustamante M, A. (2008), Carhuamaca G. (2009).

ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938

Los resultados son los siguientes:

<i>Muestra</i>	<i>Diámetro (cm.)</i>	<i>Altura (cm.)</i>	<i>Carga (Kg.)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (Kg./cm²)</i>	<i>Resistencia a la Compresión Simple (MPa)</i>
<i>NV-5A CPO-EMI ORE</i>	5.71	11.32	11300	440.79	43.20
<i>NV-5A MERY-S ORE</i>	5.71	11.32	32400	1263.87	123.86
<i>NV-5A CPO-ESP ORE</i>	5.71	11.31	16600	647.47	63.45
<i>NV-4B CPO-SOF ORE</i>	5.71	11.34	27200	1061.26	104.00
<i>NV-4B CPO-EMI ORE</i>	5.72	11.39	18500	719.53	70.51
<i>NV-5A MERY-N ORE</i>	5.71	11.27	43600	1699.81	116.58
<i>NV-3A CPO-SOF ORE</i>	5.72	11.38	19900	773.90	75.84

Figura 7: Reporte de ensayo de compresión simple
Fuente. Laboratorio de mecánica de rocas de PUCP.

Método no destructivo (esclerómetro). Se realiza con esclerómetro el cual es un equipo para ensayos en el laboratorio y de campo que determina la dureza, debido al pequeño tamaño de la punta del indentador y la naturaleza heterogénea de la mayoría de las rocas, es necesario realizar un gran número de ensayos de rebote, el martillo consiste esencialmente de un émbolo, un resorte de una determinada rigidez y un pistón. El émbolo se presiona hacia el interior del martillo al ejercer un empuje contra un espécimen de roca. La energía se almacena en el resorte el cual libera automáticamente a un nivel determinado e impacta el pistón contar el émbolo ver Figura 8.



Figura 8: Posición de lectura con esclerómetro
Fuente. Rodríguez G. (2015)

Resultados de resistencia compresiva uniaxial (RCU) por método no destructivo maza rocosa. En los resultados del rebote se han tomado en cuenta la sugerencia de Rodríguez G. (2015), del Centro Geotécnico Internacional, con el esclerómetro se recomienda realizar 10 lecturas de los cuales se toma para el cálculo de resistencia compresiva uniaxial solo cinco valores más altos, al respecto Córdova D. (2008) afirma que se debe tomar lecturas en las zonas representativas y utilizar la estadística para obtener promedios se observan en Tabla 13

Tabla 13.

Lectura en sentido horizontal con esclerómetro bajo Carmelita progresiva 412,00 – 422,00

Nº	Lectura en sentido horizontal en Progresiva 412.00 m a 422.00 m.
1	38
2	37
3	36
4	39
5	32
6	33
7	42
8	34
9	35
10	41

Fuente. Elaboración propia

Resistencia compresiva uniaxial. Tomando los cinco valores más altos de los 10 valores tomados de acuerdo a la propuesta de Rodríguez G. 2015 de CGI (Centro Geotécnico Internacional), tal como se observa en Tabla 14, Tabla 16.

Tabla 14.

Lectura representativa en sentido horizontal de masa rocosa en tajo Carmelita progresiva 412,00 – 422,00

Lectura representativa en sentido horizontal de masa rocosa en tajo Carmelita progresiva 412,00 – 422,00	
Nº	Progresiva 402.00 m a 420.00 m.
1	42
2	41
3	39
4	37
5	36
Promedio	39

Fuente. Elaboración propia.

Tipo de roca= Arenisca

Densidad natural: 2,58 Tn/m³. (Laboratorio PUCP)

Pe=D * (g)=2.58 (9.8 m/s²)=25.28KN/m³.

$$\sigma_c = 10^{(0.00089)(Pe)(Ir) + 1.01}$$

Donde:

σ_c = Resistencia a la compresión uniaxial (RCU-MPa)

Ir (rebote promedio horizontal)= 39

Pe (peso específico)= 25.28 KN/m³ (Laboratorio PUCP)

$$\sigma_c = 10^{(0.00089)(25.28)(39) + 1.01}$$

$$\sigma_c = 10^{0.87 + 1.01}$$

$$\sigma_c = 10^{1.88}$$

$$\sigma_c = 75.86 \text{ MPa}$$

$$\sigma_c = 76 \text{ MPa}$$

Tabla 15.

Lectura representativa en sentido horizontal de veta carmelita (tajo Carmelita) progresiva 412,00 – 422,00.

Lectura representativa en sentido horizontal de masa rocosa en tajo Carmelita progresiva 412,00 – 422,00	
Nº	Progresiva 402.00 m a 420.00 m.
1	37
2	38
3	40
4	35
5	36
Promedio	37.2

Fuente. Elaboración propia.

Tipo de roca= Veta Carmelita (Tajo Carmelita)

Densidad natural: 2,96 Tn/m³. (Laboratorio PUCP)

Pe=D*(g)=2.96 (9.8 m/s²)=29.008KN/m³.

$$\sigma_c = 10^{(0.00088)(Pe)(Ir) + 1.01}$$

Donde:

σ_c = Resistencia a la compresión uniaxial (RCU - MPa)

Ir (Rebote promedio horizontal)= 37.2

Pe (peso específico)= 25.28 KN/m³ (Laboratorio PUCP)

$$\sigma_c = 10^{(0.00088)(29.008)(37.2) + 1.01}$$

$$\sigma_c = 10^{0.94 + 1.01}$$

$$\sigma_c = 10^{1.95}$$

$$\sigma_c = 89.125 \text{ MPa}$$

4.2.7 Segundo parámetro, Rock Quality Designation (RQD).

Priest and Hudson (1976), sugirieron la estimación del índice RQD a partir de la frecuencia de discontinuidades λ es decir se relaciona la cantidad de discontinuidades en un metro lineal de mapeo geomecanico de RMR de Bieniawski 1989, Hudson, J. A. (1989), mediante la siguiente expresión que proporciona el valor teórico mínimo del RQD, ver Tabla 18, las juntas en una longitud dada:

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

Donde:

λ =Número de discontinuidades por metro lineal.

Longitud total evaluado =10.00 m.

Número de diaclasas = 54 diaclasas.

$$\lambda=54/10=5.4.$$

$$RQD = 100e^{-0.1*5.4} (0.1*5.4+1) \%$$

$$RQD = 100e^{-0.1*5.4} (1.54) \%$$

$$RQD = (58.27)* (1.54) \%$$

$$RQD = 89.73\%$$

Tabla 16.

Calidad de macizo rocoso según RQD (Deere et al., 1970).

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

Fuente: ISRM-1981

4.2.8 Mapeo geomecanico de RMR 1989 de Bieniawski

Existen varios métodos para realizar el mapeo geomecanico, el más usual es línea de detalle, método de la ventana y método de arco rebatido; en el proceso de mapeo geomecanico se considera de suma importancia el uso de estereogramas para determinar la densidad de polos, el objetivo es determinar el modelo geológico de la mina, asevera respecto a mapeo geomecanico Mamani F. (2017), en diseño geomecanico de excavaciones subterráneas, corroborado por Rodríguez G. (2015), afirma que existen mapeos geomecánicos de acuerdo a las clasificaciones geomecánicas

RMR, Índice Q y GSI, en la progresiva 412,00m – 422,00m se ha identificado cuatro familias de discontinuidades tres familias importantes y uno aleatorio de poca trascendencia en la calidad del macizo rocoso, tal como se puede observar en Tabla 19, Tabla 20, los objetivos más importantes son:

- Identificar las discontinuidades mayores.
- Determinar el dominio estructural.
- Recomendar dirección apropiada de la excavación.
- Clasificar el macizo rocoso.
- Identificar en detalle una geometría o volumen (ej. una cuña).
- Complementar información sobre la estructura geológica, desviación de discontinuidad mayor (en rumbo o manteo).
- Determinar la dirección de mayor concentración de discontinuidades.

Evaluación estructural con brújula. La evaluación estructural, permite representar la orientación espacial de rumbo y buzamiento de las diferentes estructuras geológicas, (Ferrer, M. et al., 1999), citado por Villalta R. (2018), respecto a la evaluación de orientación de discontinuidades afirma con la identificación espacial de las diaclasas se logra un levantamiento geotécnico, con datos geológicos y estructurales, de las estructuras presentes en el macizo rocoso, permite lograr información de la orientación de todas las estructuras geológicas como fallas, juntas, diques, juntas, ver Figura 9, (Mamani F. 2017)



Figura 9: Evaluación de discontinuidades con estereograma

Fuente. Estereogramas en mecánica de rocas – Mamani F. 2017

Identificación de juntas o diaclasas. En imagen de hastial izquierdo en progresiva 412,00 m – 422,00 m. se ha identificado 4 familias de discontinuidades en arenisca, de los cuales 3 familias son principales y determinan el dominio estructural del macizo rocoso mientras la cuarta familia es aleatoria se presenta en muy pocos casos en toda la progresiva evaluada, las características geo estructurales cuantitativas y cualitativas están descritas en la Tabla 00, ver Figura 00, Gonzales de Vallejo L. (2002), indica en el sentido de que la presencia de discontinuidades singulares en los macizos rocosos de mayor escala que las familias sistemáticas, con planos de falla, diques o superficies de separación litológica, puede controlar su comportamiento mecánico por encima de las familias sistemáticas, al condicionar la resistencia del conjunto y los mecanismos y zonas de deformación y rotura, este control por parte de las discontinuidades es definitivo en macizos rocosos duros y resistentes, donde la resistencia de los bloques de matriz es muy superior a los planos que los separan y puede llegar a gobernar el comportamiento del macizo la matriz rocosa, la densidad de polos, el diagrama beta y diagrama pi así como el diagrama de roseto se observa en ver Tabla 17. Tabla 18 y Figura 11, Figura 12, Figura 13, Figura 14.

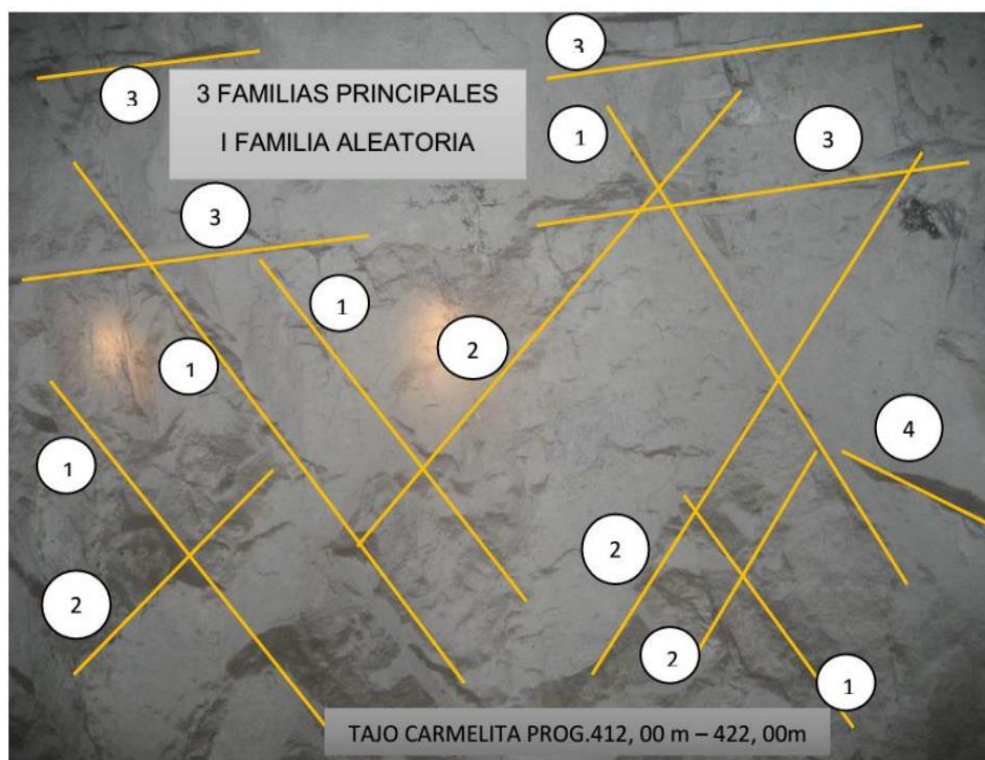


Figura 10: Interpretación de diaclasas en imagen de macizo rocoso
Fuente. Elaboración propia.

Tabla 17.

Resultados de mapeo geomecánico por línea de detalle en estación geomecánica 3 en progresiva O de 412.00m - 422.00m.

N°	Buzamiento	Dir Bz	SET	Espacio	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteraciones	Agua subterránea
1	87	146	1	1	1	1	3	1	2	2
2	77	222	2	1	1	2	3	2	2	2
3	44	304	3	1	1	3	3	3	2	2
4	81	137	1	2	2	2	3	2	2	1
5	83	233	2	3	2	3	3	3	2	1
6	20	299	3	2	2	2	2	4	3	1
7	70	137	1	3	1	3	3	3	4	2
8	68	221	2	4	2	4	3	4	3	1
9	35	271	3	3	3	5	4	3	4	2
10	62	139	1	2	2	4	3	4	5	1
11	72	214	2	3	2	3	2	3	5	2
12	39	262	3	4	2	2	2	4	4	1
13	66	144	1	5	3	3	2	5	3	1
14	73	220	2	4	2	4	2	4	2	1
15	46	287	3	3	3	3	3	3	3	2
16	71	144	1	4	4	2	4	2	4	1
17	56	219	2	3	4	2	3	3	3	1
18	53	293	3	4	4	1	3	4	2	1
19	60	148	1	5	2	2	3	3	3	2
20	61	218	2	4	2	3	4	2	4	2
21	54	284	3	3	3	2	3	3	3	2
22	86	138	1	2	2	1	4	4	2	2
23	76	214	2	1	3	2	3	3	3	1
24	45	292	3	2	2	3	4	3	2	1
25	76	142	1	3	3	2	3	3	2	1
26	84	225	2	4	2	3	2	2	2	1
27	37	305	3	3	3	4	3	3	3	1

Fuente. Elaboración propia

Tabla 18.

Resultados de mapeo geomecánico por línea de detalle en estación geomecánica 3 en progresiva O de 412.00m - 422.00m Continuación

N°	Buzamiento	Dir Bz	SET	Espacio	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteraciones	Agua subterránea
28	79	128	1	4	3	3	4	3	2	1
29	75	229	2	5	4	2	3	3	3	1
30	27	279	3	4	3	1	2	3	4	1
31	63	146	1	3	3	2	1	3	3	2
32	60	222	2	2	4	3	2	3	4	1
33	36	275	3	3	3	2	1	3	3	1
34	71	145	1	2	3	3	2	3	2	1
35	66	237	2	3	3	2	1	4	3	1
36	44	288	3	2	4	2	2	3	2	1
37	66	135	1	3	3	3	3	2	3	1
38	65	229	2	2	2	2	4	3	2	1
39	55	286	3	3	3	2	3	4	3	1
40	70	145	1	2	4	2	2	3	3	1
41	60	218	2	3	3	2	3	2	3	1
42	52	300	3	4	2	3	3	2	2	1
43	64	146	1	3	3	4	3	2	3	1
44	66	220	2	2	3	3	4	1	2	1
45	56	304	3	1	3	4	3	2	3	1
46	56	158	1	2	2	3	4	3	3	1
47	38	273	3	3	2	3	3	2	3	1
48	75	133	1	2	3	3	4	3	3	2
49	48	266	3	1	3	3	3	4	3	1
50	85	138	1	2	4	3	3	3	4	1
51	50	273	3	3	3	4	3	2	3	1
52	48	284	3	2	3	3	3	3	3	1
53	50	274	3	3	4	3	3	2	3	1
54	47	282	3	4	2	3	3	3	4	1

Fuente. Elaboración propia

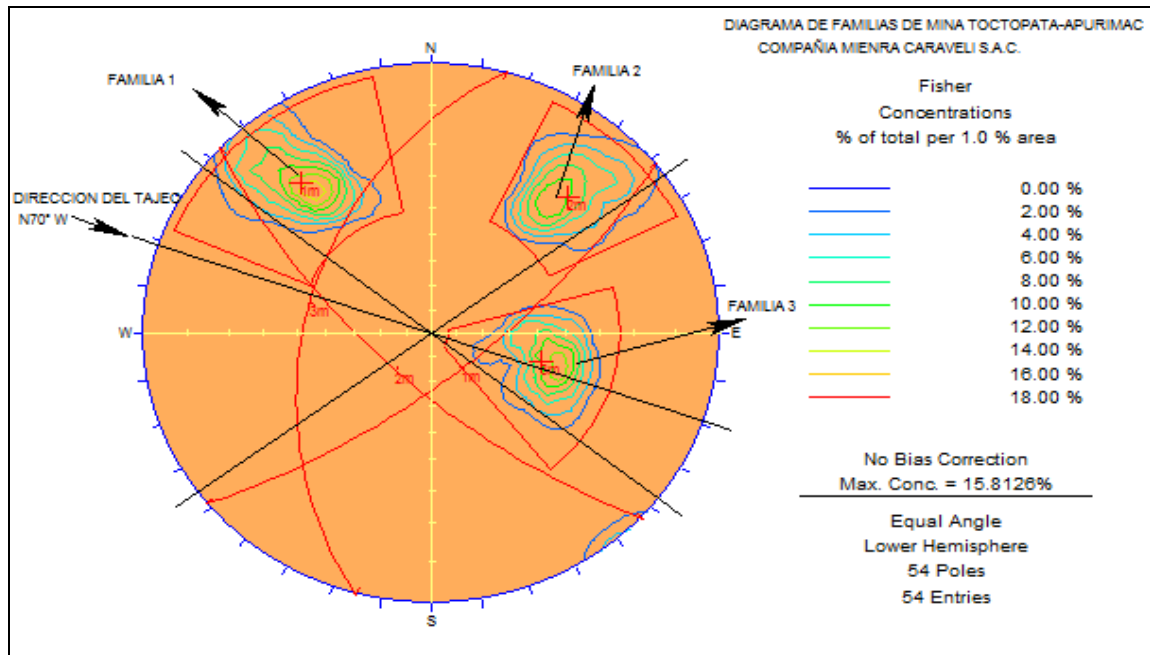


Figura 11: Estereografía de planos y polos
Fuente. Elaboración propia

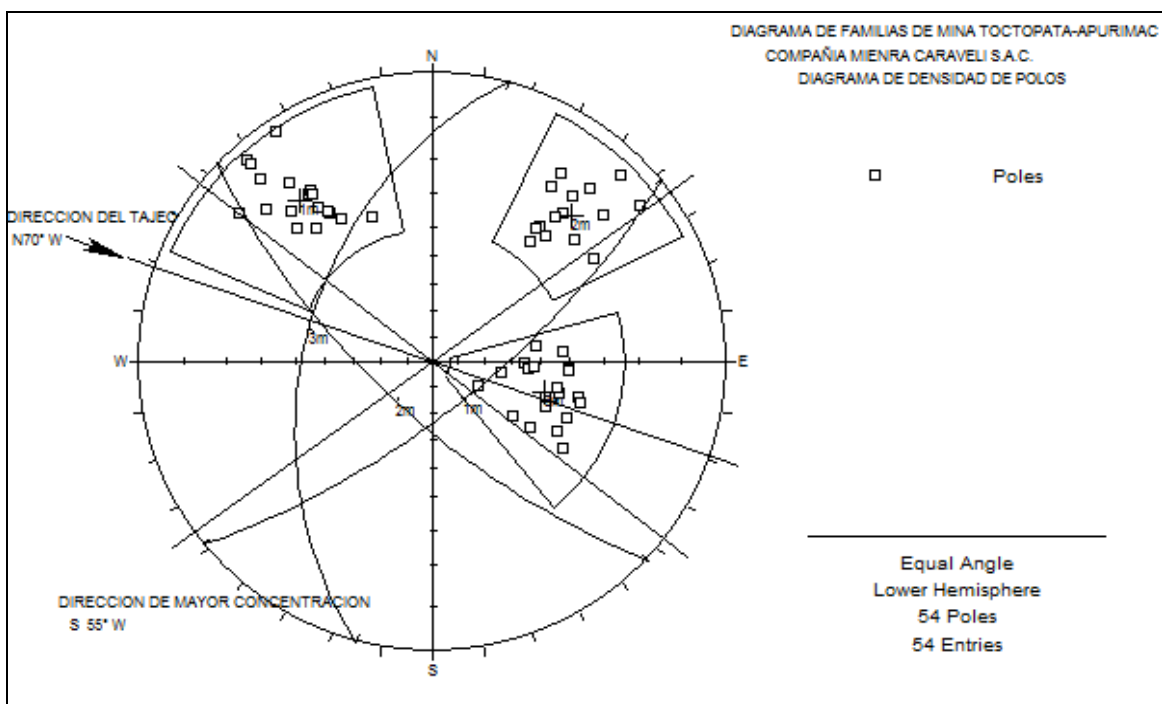


Figura 12: Estereografía de densidad de polos de mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia.

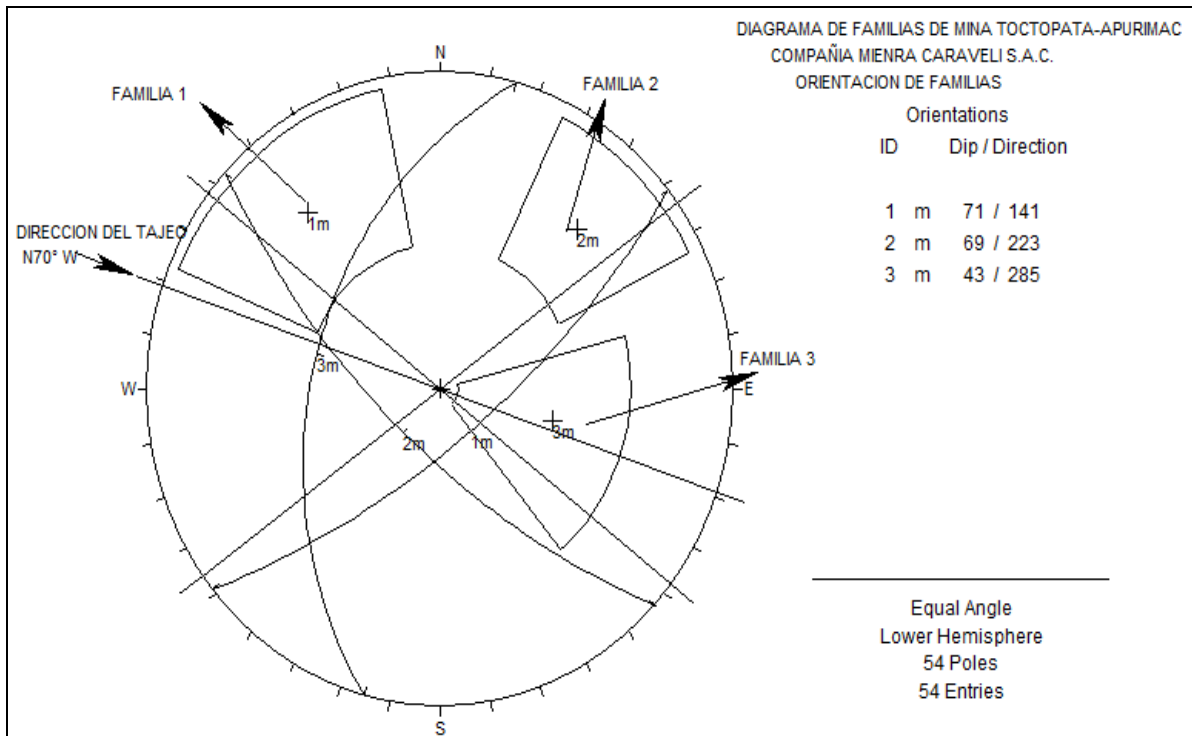


Figura 13: Estereografía de orientación de familias de mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia

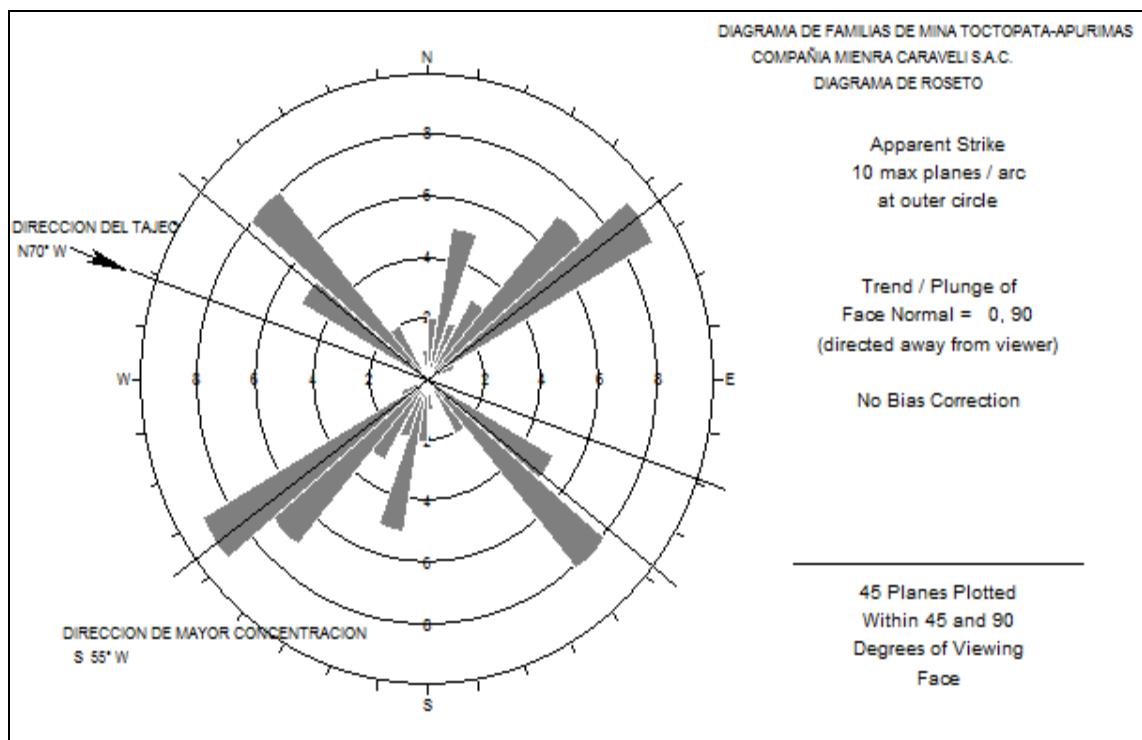


Figura 14: Estereografía de diagrama de roseto de mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia.

4.2.9 Análisis cinemático de las discontinuidades

Para Córdova D. (2088), el análisis cinemático de discontinuidades constituye un método gráfico de identificación de cuñas en una excavación subterránea, el análisis cinemático no solo se realiza en taludes sino también en excavaciones subterráneas mediante el uso de ordenadores; Dips, unwedge, swedge, etc., cuyos resultados identifican la zona probable de ubicación de cuñas en la excavación y la posibilidad de desprendimiento. Para evaluar la estabilidad de un bloque rígido con posibilidades de desprendimiento, es necesario determinar las características de dominios estructurales o rasgos estructurales recurriendo a un análisis de estabilidad o inestabilidad cinemática, al respecto afirma Carhuamaca G. (2009), el análisis cinemático permite determinar geoméricamente las dimensiones probables del bloque considerando Orientación, espaciamiento, persistencia considerando la dirección de la excavación ver Figura 15.

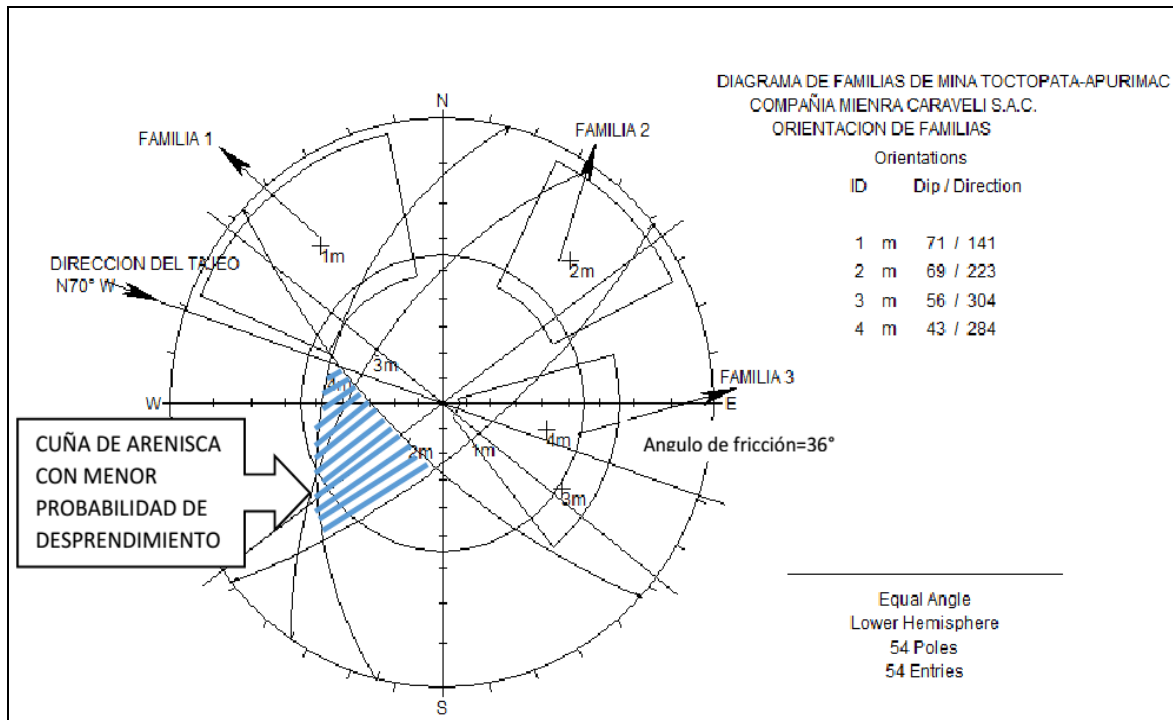


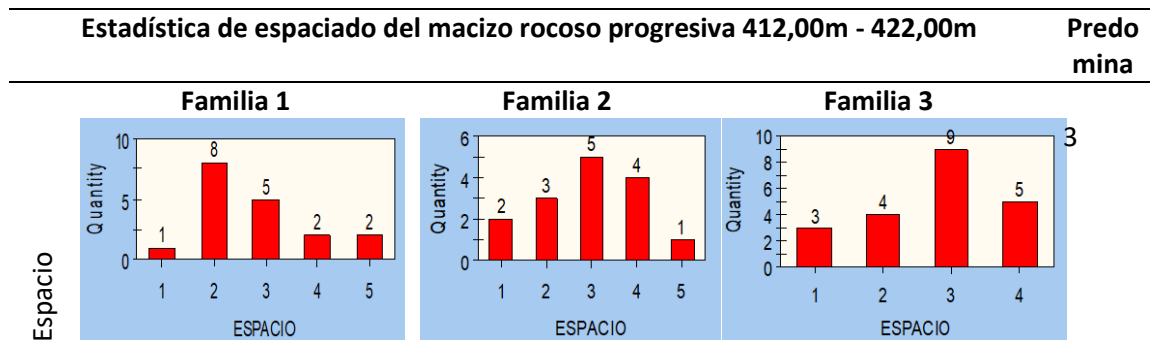
Figura 15: Estereografía de ubicación de una cuña con menor probabilidad de caída
Fuente. Elaboración propia.

4.2.10 Tercer parámetro, espaciado

Espaciado o espacio es la distancia entre dos discontinuidades medida en forma perpendicular, la estadística de espaciado en progresiva 412,00 m a 422,00 m se observa en Tabla 19, Tabla 20.

Tabla 19.

Estadística de espaciado del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m



Fuente. Elaboración propia

Tabla 20.

Ábaco de valoración de espaciado según RMR 89.

Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6 – 2m	0.2 – 0.6 m	60 – 200 mm	< 60mm
Valoración	20	15	10	8	5

Fuente. Elaboración propia.

4.2.11 Cuarto parámetro, condición de las discontinuidades

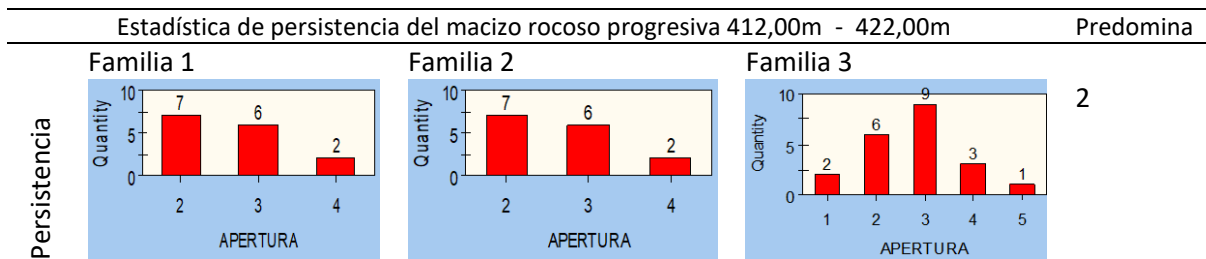
La condición o características de las discontinuidades están constituidas por cinco parámetros los cuales son valorados conforme la escala propuesta por Bieniawski, los parámetros son:

- Persistencia.
- Apertura.
- Rugosidad.
- Espesor-relleno.
- Alteraciones (meteorización).

Persistencia. La persistencia se refiere a la longitud de la discontinuidad, sus características cuantitativas se pueden observar en Tabla 21, Tabla 22,

Tabla 21.

Estadística de persistencia del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m



Fuente. Elaboración propia

Tabla 22.

Ábaco de valoración de persistencia de discontinuidades con RMR 89.

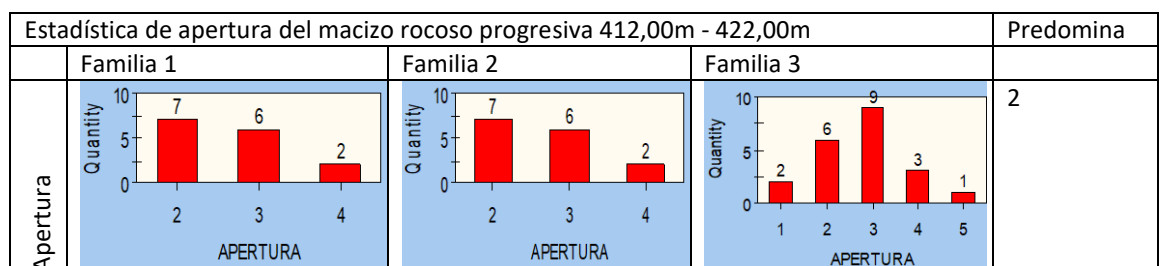
Valoración de persistencia de discontinuidades					
Longitud de discontinuidades (Persistencia)	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0

Fuente. Bieniawski 1989

Apertura. Se refiere a la abertura que existe de una discontinuidad a otra, es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno, este parámetro puede sufrir gran variación en diferentes zonas del macizo rocoso, mientras que en superficie la abertura puede ser elevada al aumentar la profundidad esta se reduce, pudiendo llegar a cerrarse, ver Tabla 23, Tabla 24.

Tabla 23.

Estadística de apertura del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m



Fuente. Elaboración propia.

Tabla 24.

Ábaco de valoración de apertura de discontinuidades según RMR 89.

Separación (Apertura)	Cerrada	Muy Ang. < 0.1	Ang. 0.1 – 1.0	Abierta 1 – 5	Muy Abierta > 5
Valoración	6	5	4	1	0

Fuente. Bieniawski 1989

Rugosidad. Es una característica fundamental de la masa rocosa que varía de desde muy lisa a muy rugosa estas características se puede observar en la Tabla 25, Tabla 26, esta característica de macizos rocosos referido a su aspereza o rugosidad propiamente puede ser medido a cualquier escala.

Tabla 25.

Estadística de rugosidad del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m

Estadística de rugosidad del macizo rocoso progresiva 412,00m - 422,00m				Prede mina																														
	Familia 1	Familia 2	Familia 3																															
Rugosidad	<table border="1"> <caption>Data for Familia 1</caption> <tr><th>Rugosidad</th><th>Quantity</th></tr> <tr><td>1</td><td>1</td></tr> <tr><td>2</td><td>3</td></tr> <tr><td>3</td><td>9</td></tr> <tr><td>4</td><td>5</td></tr> </table>	Rugosidad	Quantity	1	1	2	3	3	9	4	5	<table border="1"> <caption>Data for Familia 2</caption> <tr><th>Rugosidad</th><th>Quantity</th></tr> <tr><td>1</td><td>1</td></tr> <tr><td>2</td><td>4</td></tr> <tr><td>3</td><td>7</td></tr> <tr><td>4</td><td>3</td></tr> </table>	Rugosidad	Quantity	1	1	2	4	3	7	4	3	<table border="1"> <caption>Data for Familia 3</caption> <tr><th>Rugosidad</th><th>Quantity</th></tr> <tr><td>1</td><td>1</td></tr> <tr><td>2</td><td>4</td></tr> <tr><td>3</td><td>14</td></tr> <tr><td>4</td><td>2</td></tr> </table>	Rugosidad	Quantity	1	1	2	4	3	14	4	2	3
Rugosidad	Quantity																																	
1	1																																	
2	3																																	
3	9																																	
4	5																																	
Rugosidad	Quantity																																	
1	1																																	
2	4																																	
3	7																																	
4	3																																	
Rugosidad	Quantity																																	
1	1																																	
2	4																																	
3	14																																	
4	2																																	

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 26.

Ábaco de valoración de rugosidad con RMR 89.

Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Media	Ligera	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0

Fuente. Bieniawski 1989.

Espesor – relleno. Sus características varían de suave a duro referidos básicamente al relleno de cada apertura, ver Tabla 27, Tabla 28.

Tabla 27.

Estadística de Relleno del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m

Estadística de Relleno del macizo rocoso progresiva 412,00m - 422,00m				Predomina																														
	Familia 1	Familia 2	Familia 3																															
Relleno	<table border="1"> <caption>Relleno Familia 1</caption> <tr><th>Categoría</th><td>1</td><td>2</td><td>3</td><td>4</td><td>5</td></tr> <tr><th>Cantidad</th><td>1</td><td>4</td><td>10</td><td>2</td><td>1</td></tr> </table>	Categoría	1	2	3	4	5	Cantidad	1	4	10	2	1	<table border="1"> <caption>Relleno Familia 2</caption> <tr><th>Categoría</th><td>1</td><td>2</td><td>3</td><td>4</td></tr> <tr><th>Cantidad</th><td>1</td><td>4</td><td>7</td><td>3</td></tr> </table>	Categoría	1	2	3	4	Cantidad	1	4	7	3	<table border="1"> <caption>Relleno Familia 3</caption> <tr><th>Categoría</th><td>2</td><td>3</td><td>4</td></tr> <tr><th>Cantidad</th><td>5</td><td>11</td><td>5</td></tr> </table>	Categoría	2	3	4	Cantidad	5	11	5	3
Categoría	1	2	3	4	5																													
Cantidad	1	4	10	2	1																													
Categoría	1	2	3	4																														
Cantidad	1	4	7	3																														
Categoría	2	3	4																															
Cantidad	5	11	5																															

Fuente. Elaboración propia

Tabla 28.

Ábaco de valoración de relleno según RMR 1989.

Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm
Valoración	6	4	2	1	0

Fuente. Bieniawski 1989.

Meteorización. Se refiere a las alteraciones que se producen en el macizo rocoso por la presencia fundamentalmente del agua y otros agentes que ocasiona, ver Tabla 29, Tabla 30, estadística de meteorización del macizo rocoso progresiva 412,00 m - 422,00 m

Tabla 29.

Estadística de meteorización del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m

Estadística de meteorización del macizo rocoso progresiva 412,00m - 422,00m				Predomina																												
	Familia 1	Familia 2	Familia 3																													
Alteraciones	<table border="1"> <caption>Alteraciones Familia 1</caption> <tr><th>Categoría</th><td>2</td><td>3</td><td>4</td><td>5</td></tr> <tr><th>Cantidad</th><td>6</td><td>8</td><td>3</td><td>1</td></tr> </table>	Categoría	2	3	4	5	Cantidad	6	8	3	1	<table border="1"> <caption>Alteraciones Familia 2</caption> <tr><th>Categoría</th><td>2</td><td>3</td><td>4</td><td>5</td></tr> <tr><th>Cantidad</th><td>6</td><td>6</td><td>2</td><td>1</td></tr> </table>	Categoría	2	3	4	5	Cantidad	6	6	2	1	<table border="1"> <caption>Alteraciones Familia 3</caption> <tr><th>Categoría</th><td>2</td><td>3</td><td>4</td></tr> <tr><th>Cantidad</th><td>5</td><td>12</td><td>4</td></tr> </table>	Categoría	2	3	4	Cantidad	5	12	4	3
Categoría	2	3	4	5																												
Cantidad	6	8	3	1																												
Categoría	2	3	4	5																												
Cantidad	6	6	2	1																												
Categoría	2	3	4																													
Cantidad	5	12	4																													

Fuente. Elaboración propia

Tabla 30.

Ábaco de valoración de meteorización según RMR 1989.

Motorización	Sana	Ligera	Moderada	Muy meteoro.	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0

Fuente. Bieniawski 1989

4.2.12 Quinto parámetro, agua subterránea

Agua subterránea. Las características cuantitativas de agua subterránea se observa en Tabla 31, Tabla 32 y Tabla 33 que corresponde al sexto parámetro.

Tabla 31.

Estadística de agua subterránea del macizo rocoso progresivo 412,00 m - 422,00 m

Estadística de agua subterránea del macizo rocoso progresiva 412,00m - 422,00m			Predomina
	Familia 1	Familia 2	Familia 3
Agua subterránea	<p>Quantity</p> <p>12 6</p> <p>1 2</p> <p>AGUA SUBTERRANEA</p>	<p>Quantity</p> <p>12 3</p> <p>1 2</p> <p>AGUA SUBTERRANEA</p>	<p>Quantity</p> <p>17 4</p> <p>1 2</p> <p>AGUA SUBTERRANEA</p>
			1

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 32.

Ábaco de valoración de agua subterránea según RMR 1989.

Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud	Ninguno o completamente seco	< 10 <0.1 húmedo	10 – 25 0.1 – 0.2 Mojado	20 – 125 0.2 – 0.5 Goteo	> 125 > 0.5 Flujo
Valoración		15	10	7	4	0

Fuente. Bieniawski 1989.

4.2.13 Sexto parámetro, descuento por orientación

Tabla 33.

Ábaco de valoración de descuento por orientación de RMR1989

Calificativo	Valoración para Túneles y Minas.	Valoración para Fundaciones.	Valoración para Taludes
Muy favorable	0	0	0
Favorable	-2	-2	-5
Medio	-5	-7	-25
Desfavorable	-10	-15	-50
Muy desfavorable	-12	-25	-60

Fuente. Bieniawski 1989.

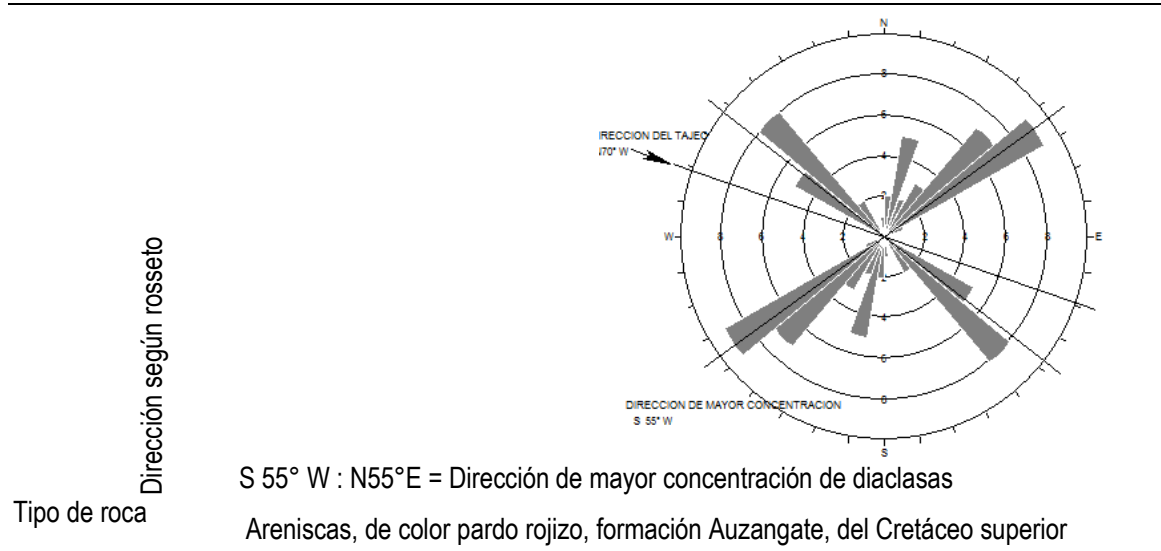
4.2.14 Sinopsis de descripción cuantitativa de orientación de familias de discontinuidades

La sinopsis de la descripción cuantitativa de las discontinuidades, constituye la descripción pormenorizada de cada una de las discontinuidades por cada familia en forma individual de acuerdo a la evaluación estadística se ha identificado las características representativas para su valoración de acuerdo al ábaco de Bieniawski 1989, el resultado está de acuerdo a los seis parámetros establecidos para obtener el valor de RMR ajustado, el descuento por orientación se ha realizado haciendo una comparación de la dirección de mayor concentración del diagrama de roseto con la dirección actual de la excavación, ver Tabla 34.

Tabla 34.

Resumen de dominio estructural en progresiva 412.00m -422.00m.

Resumen de dominio estructural del macizo rocoso											
Litología estructural del paleozoico	Orientación (Bz / DBz)	Discontinuidades		Espaciado (mm)	Persistencia (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	Relleno-espesor (mm)	Alteraciones	Agua subterránea	
		Por familia	Total de discontinuidades								
Familia N° 1	71/1141	18	2	2	2	3	3	3	3	1	
Familia N° 2	69/223	15	3	2	2	3	3	3	3	1	
Familia N° 3	43/283	21	3	3	3	3	3	3	3	1	
			54								
Familias	Predomina	43/283	21	3	2	2	3	3	3	1	
Resultados cuantitativos	Características	54 discontinuidades	54	3 = 200-600	2=1-3	2=Mu y ang < 0.1	3= Med. Rugosa	3= Duro > 5 mm	3= Modera	1= Seco	
	Dirección de Excavación del tajeo	Rumbo de la veta es igual rumbo del tajeo Carmelita en Mina Toctopata, Compañía Minera Caravelí S.A.C. - Andahuaylas N 70° W									



Fuente. Elaboración propia.

4.2.15 Calidad del macizo rocoso con RMR básico

De acuerdo con el proceso de caracterización del macizo rocoso de arenisca en el tajo Carmelita en progresiva 412,00 m -422,00 m el valor de RMR básico es 62, ver Tabla 35.

Tabla 35.
RMR básico en tajo Carmelita progresiva 412,00 m – 422,00 m

RMR básico en tajo Carmelita progresiva 412,00 m – 422,00 m		
Parámetro	Resultados cuantitativos	Valoración
Resistencia compresiva uniaxial (Mpa)	75.68 MPa en rango (50-100 Mpa)	7
RQD	89.73 % (75%-90%)	15
Espaciado	200-600 mm	10
Persistencia	1-3 m	4
Apertura	Muy ang < 0.1	3
Rugosidad	Med. rugosa	3
Relleno	Duro >5mm	2
Meteorización	moderado	3
Agua subterránea (filtración de agua)	Seco	15
RMR básico		62

Fuente. Elaboración propia.

4.2.16 Calidad del macizo rocoso con RMR ajustado

El Ajuste de RMR se realiza considerando los resultados estadísticos de la dirección de mayor concentración de discontinuidades obtenidos en el diagrama de roseto, el resultado es N55°E, comparando con la dirección actual de la excavación que N70°W, en el tajo Carmelita el sentido de avance es contra el buzamiento con un buzamiento real de en el intervalo de 45°-90° que se asigna una calificación media, Figura 16, Tabla 36, Tabla 37, (Gonzales de Vallejo L. 2002), los resultados de la caracterización del macizo rocoso de arenisca en la progresiva 412,00 – 422,00 m del tajo Carmelita indica un RMR ajustado de 57 roca de clase III regular.



Figura 16: Orientación del tajo respecto a las discontinuidades en mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia.

Tabla 36.

Ábaco de calificación de descuento por orientación

Dirección Perpendicular al Eje del túnel				Dirección Paralelo al Eje de		
Excav. a favor		Excav. Contra		túnel	Buzamiento 0	
buzamiento		buzamiento			-20° Cualquier	
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	dirección
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable

Fuente. Bieniawski 1989

Tabla 37.*RMR básico en tajo Carmelita progresiva 412,00 m – 422,00 m*

RMR básico en tajo Carmelita progresiva 412,00 m – 422,00 m		
Parámetro	Resultados cuantitativos	Valoración
Resistencia compresiva uniaxial (Mpa)	75.68 MPa en rango (50-100 Mpa)	7
RQD	89.73 % (75%-90%)	15
Espaciado	200-600 mm	10
Persistencia	1-3 m	4
Apertura	Muy ang < 0.1	3
Rugosidad	Med. rugosa	3
Relleno	Duro >5mm	2
Meteorización	moderado	3
Agua subterránea (filtración de agua)	Seco	15
RMR básico		62
Descuento por orientación	Media	-5
RMR ajustado		57

Fuente. Elaboración propia.

Tiempo de auto soporte en RMR 1989. Se refiere al tiempo de soporte natural que una labor puede permanecer el espacio considerado desde el frente de la labor hasta el último soporte ejecutado, y el soporte requerido, ver Tabla 38, Tabla 39, Tabla 40.

Tabla 38.*Guía para la aplicación de soporte según RMR 1989*

Clase de Masa Rocosa	Excavación	Pernos de roca (20 mm de diámetro completamente inyectados)		
		Shotcrete	Cimbras	
I - Muy Buena 81 - 100	Frente completo 3 m de avance	Generalmente no se requiere ningún sostenimiento excepto pernos esporádicos		
II- Buena 61 – 80	Frente completo 1 – 1.5 m de avance. Sostenimiento completo a 20 m del	Localmente, pernos de 3 m en la corona, espaciados a 2.5 m con	50 mm en la corona, donde sea	Ninguno

	frente.	mallas de alambre ocasionalmente	requerido	
III- Regular 41 - 60	Socavón en el tope y banqueo 1.5 – 3 m de avance en el Socavón Iniciar el Sostenimiento después de cada voladura Completar sostenimiento a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4m de longitud, espaciados 1.5 – 2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambres en la corona	50 – 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno
VI- Mala RMR: 21 - 40	Socavón en el tope y banqueo 1.0 – 1.5 m de avance en el Socavón Instalar el sostenimiento con el avance de la excavación, 10 m del frente de avance.	Pernos sistemáticos de 4 – 5 de longitud espaciados a 1 – 1.5 m en la corona y en las paredes, con malla de alambres	100 – 150 mm en la corona y 100 mm en las paredes	Arcos ligeros a medianos espaciados a 1.5 m donde sean requeridos
V- Muy mala RMR: <20	Galerías múltiples 0.5 – 1.0 m de avance en el socavón de tope Instalar el sostenimiento con el avance de la excavación. Shotcrete tan pronto como sea posible después de la voladura	Pernos sistemáticos de 5 -6 m de longitud espaciados 1 – 1.5 m en la corona y en las paredes. Pernos en el piso	150 – 200 mm en la corona, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente	Arcos medianos a pesados espaciados a 0.75 m con encostillado de acero y marchavantes de ser necesario. Cerrar la sección

Fuente. Bieniawski 1989

Tabla 39.*Tiempo de auto soporte con RMR 1989*

Tiempo de auto soporte con RMR 1989					
Clase Número	I	II	III	IV	V
Tiempo de	10 años para	6 meses	1 semana	5 horas	10 minutos
Mantenimiento	5m.	Para 4 m.	Para 3 m.	Para 1.5 m.	Para 0.5 m.
Cohesión	> 3 Kg/cm ²	2-3 Kg/cm ²	1.5-2 Kg/cm ²	1-1.5 Kg/cm ²	< 1 Kg/cm ²
Angulo de fricción	> 45°	40°-45°	30°-40°	30°-35°	< 30°

Fuente. Ingeniería geológica - Gonzales de Vallejo L. 2002**Tabla 40.***Calidad del macizo rocoso con RMR de Bieniawski 1989.*

Clase	Calidad	RMR	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	Media	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. Ingeniería geológica - Gonzales de Vallejo L. 2002

4.2.17 Clasificación geomecánica Índice Q de Barton

El índice Q de Bartin ha sido propuesto por Bartin Lien y Runde en el año de 1974, en la actualidad constituye el sistema de clasificación geomecánica más importante para determinar la calidad del macizo rocoso tiene seis parámetros geomecánicos.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

R.Q.D : Rock quality designation (designación de calidad de roca)

J_n : Indica el número de familias.

J_r : Se refiere a la rugosidad de las diaclasas

J_a : Alteración o meteorización de las diaclasas

J_w : Factor reductor de agua

SRF : (Stress reduction factor) es el estado tensional del macizo rocoso

Determinación de índice Q de Barton por correlación con RMR de Bieniawski 1989. Según Barton, N., Grimstad, E. (1994), una vez obtenido el valor de Q, de acuerdo a la calidad numérica se ubica en la tabla de calidad del macizo rocoso, el valor de Q se puede obtener mediante el mapeo geomecánico Q de Barton o también por correlación, en el presente trabajo de investigación se obtuvo el índice Q mediante correlación con RMR.

Calculo de índice Q a partir de RMR ajustado

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$RMR = 57$$

$$57 = 9 \ln Q + 44$$

$$9 \ln Q = 13$$

$$Q = \exp(13/9)$$

$$Q = \exp(1.4)$$

$$Q = 4.22$$

4.2.18 Calidad del macizo rocoso mediante Índice Q de Barton

De acuerdo con los resultados obtenidos el valor de índice Q Barton es 4.00 corresponde a una calidad medio, ver tabla 41.

Tabla 41.

Ábaco de clasificación de índice Q Barton

Tabla de clasificación final	(Q)
Excepcionalmente malo	< 0,01
Extremadamente malo	0,01 - 0,1
Muy malo	0,1 - 1
Malo	1 - 4
Medio	4 - 10
Bueno	10 - 40
Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	> 400

Fuente. Barton y Grimstad (1974).

4.2.19 Determinación de tiempo de auto soporte

Según Lauffer, H. (1958), es el tiempo en donde la excavación permanece estable, es decir no se manifiestan deformaciones en el macizo rocoso inicialmente ha sido propuesto por Lauffer y después de una larga evaluación ha sido modificado por Z.T Bieniawski, en la Figura 17, se observa un tiempo de auto soporte de 3 meses de auto soporte para un RMR ajustado de 57.

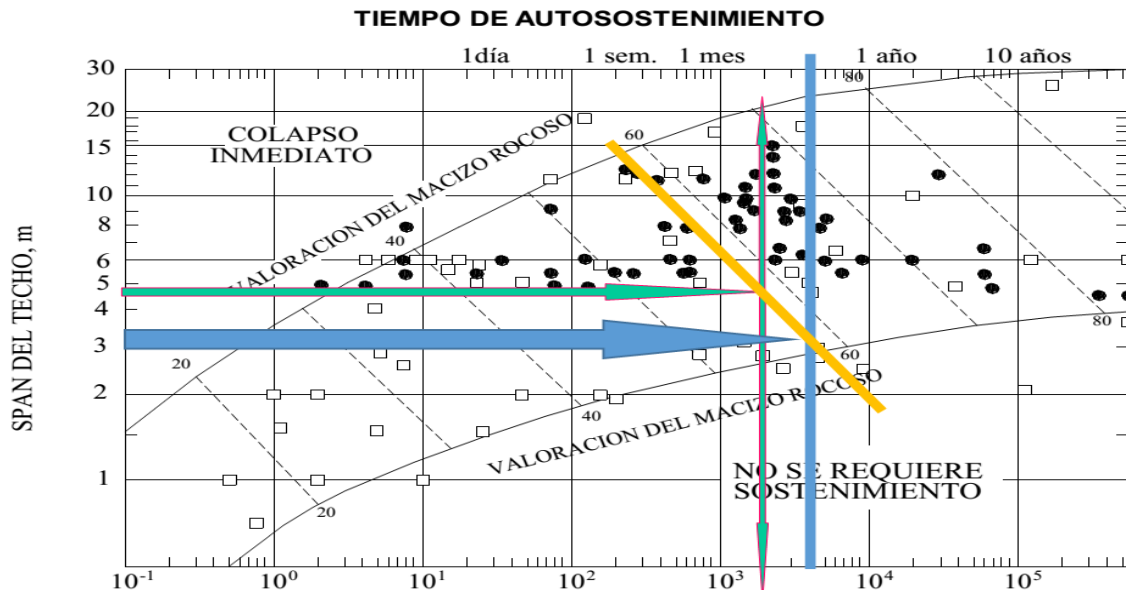


Figura 17: Ábaco tiempo de auto soporte modificado por Bieniawski
Fuente. Lauffer, H. (1958).

4.2.20 Clasificación geomecánica GSI de Hoek y Paul Marinos

El índice de resistencia geológica GSI (geological Strength index), fue propuesto por Hoek et al en 1995, considera el grado y las características de fracturación la resistencia compresiva, la alteración de las discontinuidades, se caracteriza porque es fundamentalmente cualitativa, incluye las características geomecánicas de la superficie de discontinuidad, se puede obtener por correlación con RMR de Bieniawski, haciendo el mapeo geomecánico de Q de Barton, haciendo uso del peine de Barton es posible obtener también con el uso del software roclab y finalmente se puede obtener el GSI mediante el uso de Ábacos propuestos por Hoek y Paul Marinos.

Según Huayra G. (2019), conociendo los parámetros m y s los parámetros la clasificación geomecánica GSI permiten obtener la resistencia del macizo rocoso con el criterio de rotura generalizado de 2002 de Hoek et al (2002), para el valor de GSI por correlación de RMR de Bieniawski 1989 es necesario considerar para evitar doble valoración la propuesta de MTC (2016), Manual de carreteras: túneles, muros y obras

complementaria R.D. N° 36-2016-MTC/14 donde recomienda la correlación de la clasificación RMR y GSI para macizos rocosos que presenten GSI >35 se realizará el cálculo mediante:

$$\text{GSI} = \text{RMR básico } 1989 - 5$$

$$\text{GSI} = \text{RMR } 89 - 5$$

$$\text{GSI} = 62 - 5$$

$$\text{GSI} = 57$$

4.2.21 Sostenimiento mediante cartilla geomecánica GSI

La cartilla geomecánica GSI es la distribución de la calidad del macizo rocoso de acuerdo a la tabla de valoración de GSI propuesta por Hoek y Brown, la propuesta original está en función a la estructura del macizo rocoso y las condiciones de las discontinuidades en Roclab y el criterio generalizado de rotura de 2002, han sido modificadas en donde se ha incluido el RQD y la resistencia compresiva uniaxial como parámetros más importantes en la determinación del valor de GSI para la aplicación de soporte adecuado, conforme las normas de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería los cálculos respectivos requeridos se pueden observar en la Tabla 42, Tabla 43. Figura 18. Figura 19, Figura 20, Figura 21, Figura 22.

Tabla 42.

Calidad del macizo rocoso de acuerdo RMR, Índice Q y GSI,

Calidad del macizo rocoso de acuerdo RMR, Índice Q y GSI, requerimiento de soporte con GSI en seis estaciones geomecánicas (EG) tajo Carmelita-Mina Toctopata							
E.G.	Progre siva	RMR básico	RMR ajustado	Índice Q	GSI	Calidad	Sostenimiento en función a GSI
1	M	64	59	5.26	59	Regular pobre	Pernos ocasionales
2	N	61	56	3.78	56	Regular pobre	Pernos ocasionales
3	O	62	57	4.22	57	Regular pobre	Pernos ocasionales
4	P	59	54	3.03	54	Regular pobre	Pernos ocasionales
5	Q	66	61	6.61	61	Regular	Pernos ocasionales
6	R	65	60	5.87	60	Regular	Pernos ocasionales
Promedio		62.8	57.83	4.795	57.8	Regular pobre	Pernos ocasionales

Fuente. Elaboración propia.

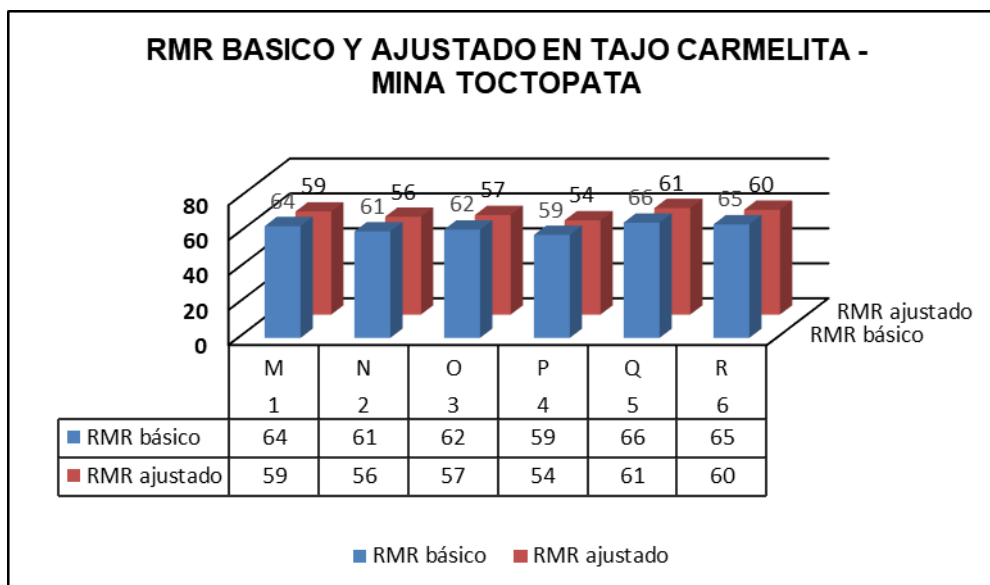


Figura 18: RMR Básico y ajustado en tajo Carmelita – Mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia.

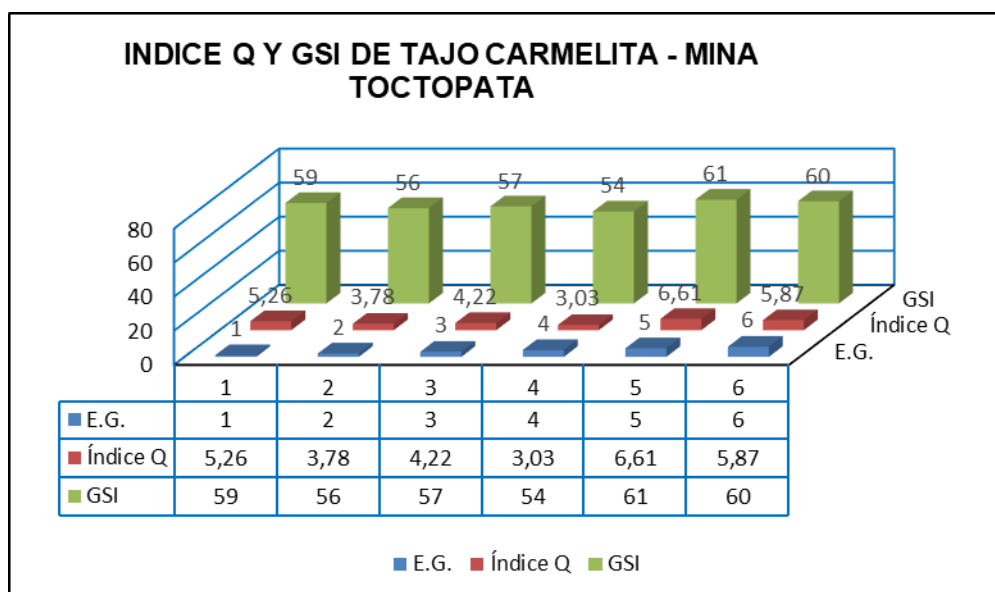


Figura 19: Índice Q y GSI de tajo Carmelita – Mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia

Tabla 43.

Calidad de macizo rocoso y mena en función a RMR, Índice Q y GSI en seis estaciones geomecánicas (EG) en tajo Carmelita-Mina Toctopata

Calidad de macizo rocoso y mena en función a RMR, Índice Q y GSI en seis estaciones geomecánicas (EG) en tajo Carmelita-Mina Toctopata

E.G.	RMR de Bieniawski 1989			Índice Q de Barton			GSI de Hoek y P. Marinos			Calidad
	Caja Techo	Caja Piso	Mena	Caja Techo	Caja Piso	Mena	Caja Techo	Caja Piso	Mena	
1	59	59	42	5.26	5.26	3.12	59	59	56	Regular
2	56	56	41	3.78	3.78	2.67	56	56	55	Regular
3	57	57	39	4.22	4.22	3.91	57	57	58	Regular
4	54	54	38	3.03	3.03	2.45	54	54	53	Regular
5	61	61	40	6.61	6.61	4.22	61	61	58	Regular
6	60	60	37	5.87	5.87	3.56	60	60	54	Regular
Prom	57.83	57.83	39.5	4.795	4.795	3.32	57.83	57.83	55.7	Regular
Max	61	61	42	6.61	6.61	4.22	61	61	58	Regular
Min	54	54	37	3.03	3.03	2.45	54	54	53	Regular

Fuente. Elaboración propia.

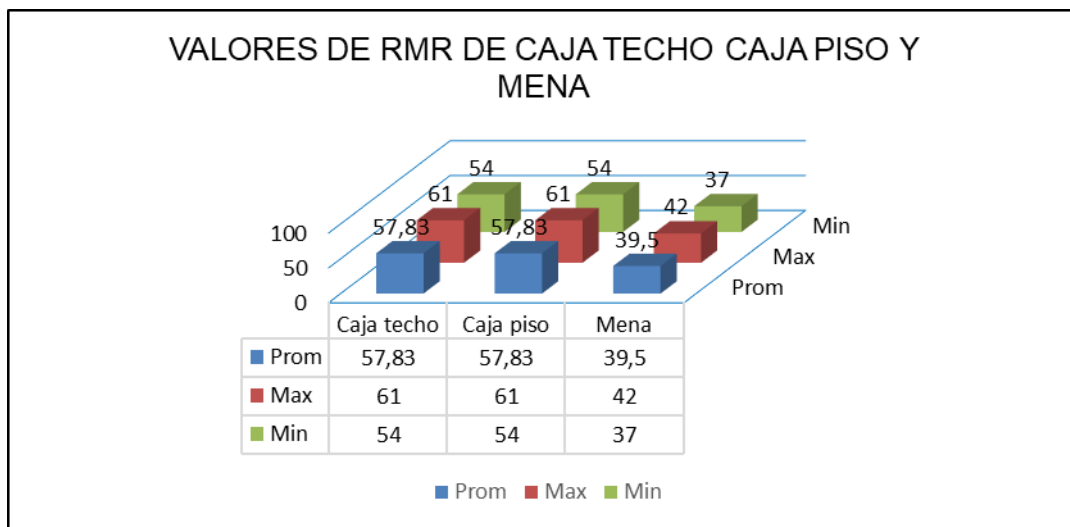


Figura 20: Valores de RMR de caja techo caja piso y mena

Fuente. Elaboración propia.

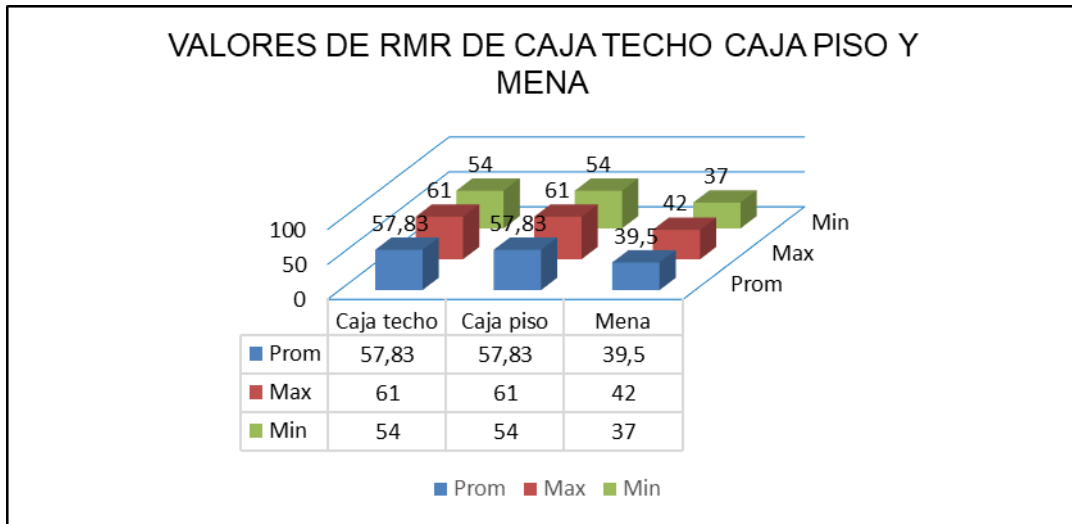


Figura 21: Valores de índice Q de caja techo caja piso y mena
Fuente. Elaboración propia.

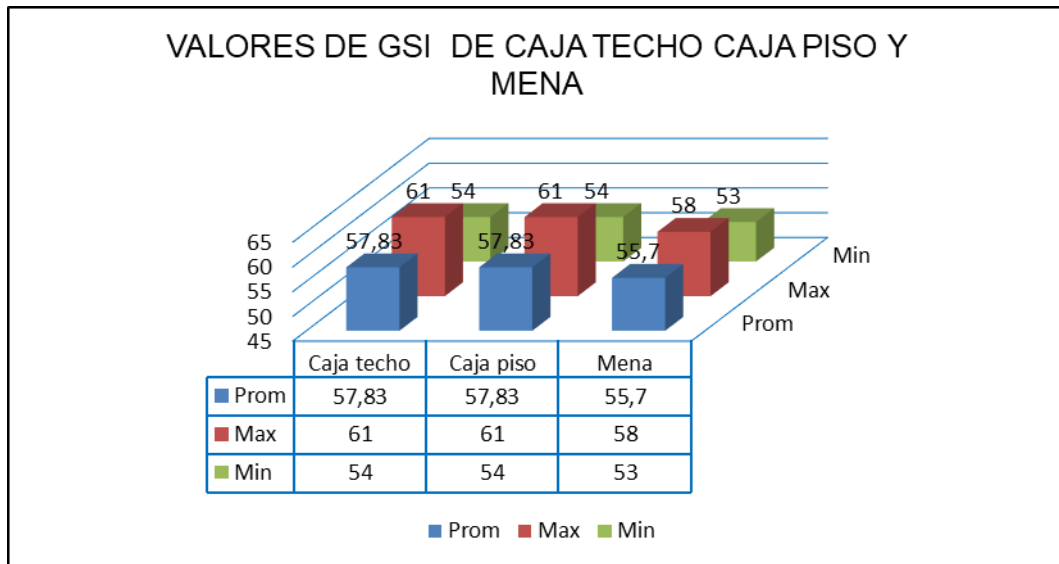


Figura 22: Valores de GSI de caja techo caja piso y mena
Fuente. Elaboración propia.

4.2.22 Características del macizo rocoso en tajo Carmelita mina Toctopata

De acuerdo con los resultados obtenidos de las seis estaciones geomecánicas (EG), el RMR promedio de las seis estaciones es evaluado, en caja techo es de 57.83, el RMR de caja piso es de 57.83 el RMR de la mena es 39.5, el valor de Q promedio para caja techo es de 4.759, para caja piso es de 4.795 y para la mena es de 3.32, los valores promedios de GSI para caja techo es de 57.83 para caja piso es de 57.83 y para la mena es de 55.7, los resultados promedios de los seis progresivas en el tajo Carmelita operación minera realizada en la veta del mismo nombre no indican que la calidad del macizo rocoso es de roca regular o media en categoría III. Ver Tabla 44.

4.2.23 Demostración de hipótesis específica 1.

Considerando la hipótesis específica planteada Mediante las clasificaciones geomecánicas se logra determinar la calidad del macizo rocoso para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas, se ha caracterizado el macizo rocoso de tajo Carmelita en seis progresivas o 6 tramos, se ha utilizado las clasificaciones geomecánicas de RMR de Bieniawski, índice Q de Barton y GSI de Hoek y Paul Marinos, el resultado es una roca arenisca de calidad regular con RMR promedio de caja techo es de 57.83, el RMR promedio de caja piso es de 57.83 y el RMR promedio de la mena es 39.5, tal como se observa en Tabla 44. Con lo que se acepta la hipótesis planteada en el Tajo Carmelita de la mina Toctopata.

Tabla 44.

Calidad del macizo rocoso en el Tajo Carmelita Mina Toctopata

Valor de RMR	81-100	61-80	41 - 60	21 - 40	<20
Clase número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy malo
Tiempo de mantenimiento	10años para 5 m	6meses para 4 m.	1 semana para 3 m.	5 horas para 1.5 m	10 minutos para o.5 m
Cohesión	>3 kg/cm ²	2-3 kg/cm ²	1.5-2kg/cm ²	1 – 1.5 kg/cm ²	< 1 kg/cm ²
Angulo de fricción	>45°	40°-45°	30°-40°	30° -35°	< 30°

Fuente. Elaboración propia

4.3 Pruebas y resultados de acuerdo a objetivo específico 2 en Tajo Carmelita

El segundo objetivo planteado es “Determinar las características geométricas del depósito mineral para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas”, considerando el objetivo 2, se ha logrado determinar las características geométricas del depósito mineral que se encuentra a una profundidad de 400 m. de la superficie aproximadamente.

4.3.1 Características geométricas del depósito mineral en tajo Carmelita

Según Rodríguez G (2016), las características geométricas del depósito mineral es fundamental en la selección del método de minado de un yacimiento mineral la secuencia lógica de los parámetros a tener en cuenta para la elección de un método de minado, al respecto Laubscher (1981) afirma que cualquier yacimiento mineral posee sus propias características geo estructurales particularidades que justamente requieren su evaluación muchos prefieren como parámetro fundamental a la geometría del depósito mineral, características geotecnicas Boshkov and Wright (1973), Hartman (1987), Morrison (1976), Laubscher (1981), Nicholas (1981), Nicholas, D. E., 1992, sin embargo, este parámetro fundamental tiene otros componentes que consolidan su aplicabilidad, estas son:

- Las condiciones del terreno de la caja piso (Footwall), caja techo (Hanging Wall) y mineral.
- Las características físicas y geológicas del yacimiento.
- Minería y de capital costos.
- Ritmo de extracción de minería.
- Consideraciones ambientales.
- Disponibilidad y costo de mano de obra.

4.3.2 Metodología de Nicholas

El parámetro más importante en la propuesta de Nicholas para una selección adecuada de método minado, es la geometría del depósito mineral, afirma Rodríguez G. (2016) en Centro geotécnico internacional se observa en el flujograma de la Figura 23, Tabla 45, Tabla 46, Tabla 47, Tabla 48, Tabla 49, Tabla 50, Tabla 51, Tabla 52, Tabla 53, Tabla 54, Tabla 55, Tabla 56, Tabla 57, Tabla 58, Tabla 59, Tabla 60.

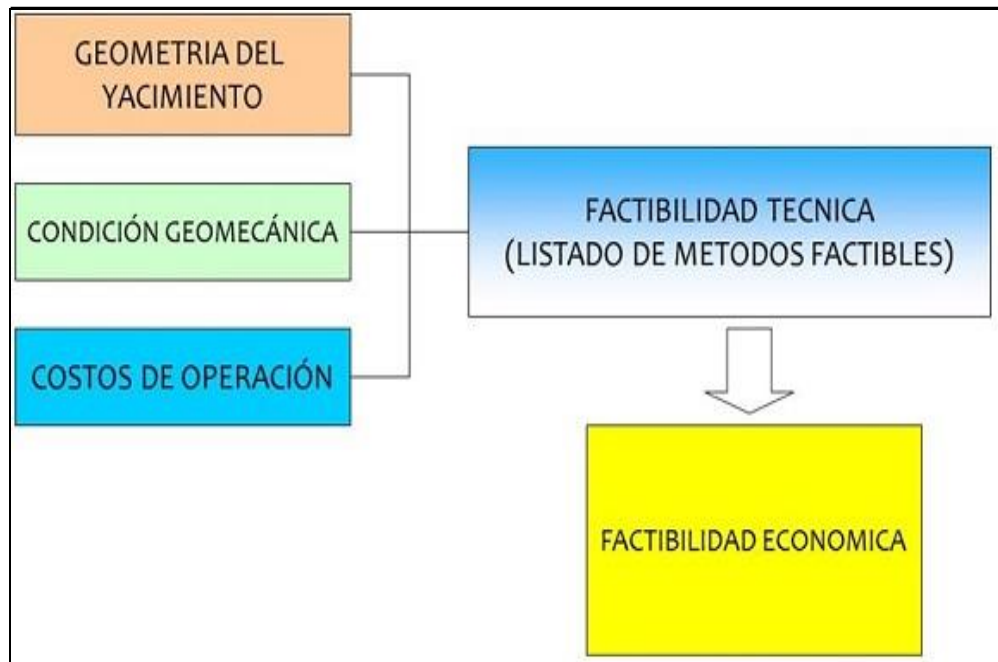


Figura 23: Flujograma de selección del método de minado por Nicholas
Fuente. Nicholas 1981

4.3.3 Geometría del yacimiento

- Definición de la geometría del depósito y grado de distribución.
- Características mecánicas de la roca.
- Clasificación de la geometría y grado de distribución para los diferentes métodos de explotación minera.
- Clasificación de las características mecánicas de la roca para los diferentes métodos de explotación minero.
- Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento

Tabla 45.*Definición de la geometría del depósito y grado de distribución.*

a) Forma / Ancho General	
Equi-dimensional (Masivo)	Todas las dimensiones son de igual orden de magnitud.
Laminado - Tabular	Dos dimensiones tienen varios intervalos de grosor, las cuales no exceden usualmente los 325 ft (100 m).
Irregular	Las dimensiones varían en distancias cortas.
b) Grosor de la Mena	
Delgado	< 30 ft (< 100 m)
Intermedio	30 – 100 ft (10 – 30 m)
Grueso	100 – 325 ft (30 – 100 m)
Muy grueso	> 325 ft (> 100 m)
c) Inclinación	
Horizontal	< 20°
Intermedio	20° - 55°
Empinado	> 55°
d) Profundidad Bajo la Superficie	
Considerar la profundidad real.	
e) Grado de Distribución	
Uniforme	El grado de cualquier punto en el depósito no varía significativamente del grado medio de ese depósito.
Gradual	Los valores de los grados de distribución tienen zonas características, y cambian gradualmente desde una a otra zona.
Errático	El valor de los grados cambian radicalmente en distancias cortas y no muestran un patrón discernible en sus cambios.

Fuente. Nicholas 1981, 1992

Tabla 46.

Resultados de descripción de la Geometría del yacimiento Tajo Carmelita - Mina Toctopata

Resultados de descripción de la Geometría del yacimiento Tajo Carmelita - Mina Toctopata															
E.G	geometría del yacimiento		potencia del yacimiento			inclinación del yacimiento		Profundidad del yacimiento		Distribución de leyes					
1	E.G.	Equidimensional	Irregular	Baja potencia (m)	Potencia intermedia	Potente	Muy potente	Horizontal	Intermedio	66° Vertical	Esfuerzo vertical (sv): 0.027*h	Profundidad: (h)	Uniforme	Gradual	Errático
		Tabular	Irregular	1.57						66°	10.82	401		Grad.	
			Irregular	1.6						69°	10.8	400		Grad	
			Irregular	1.61						67°	10.6	395		Grad	
			Irregular	1.61						64°	10.7	398		Grad	
			Irregular	1.62						63°	10.77	399		Grad	
			Irregular	1.6						68°	10.85	402		Grad	
	Promedio			1.60						66°	10.77	399.2			
	Valor representativo		Irregular	Baja potencia						Vertical= 66°	Sv=10,77	Prof: 399.2 m		Gradual	

Fuente. Elaboración propia.

4.3.4 Características geotécnicas del depósito mineral

- Resistencia de la Roca Intacta
- Numero de estructuras
- Condición de las estructuras

Tabla 47.*Características mecánicas de la roca.*

Resistencia de la sustancia rocosa			
(RCU) / (Presión de Sobrecarga)			
Poco Resistente	< 8		
Moderado	8 – 15		
Resistente	> 15		
Frecuencia de fractura			
	Número de Fractura por:		% RQD
	[ft]	[m]	
Muy Cerrado	> 5	> 16	0 – 20
Cerrado	3 – 5	10 – 16	20 – 40
Ancho	1 – 3	3 – 10	40 – 70
Muy Ancho	< 1	< 3	70 – 100
Resistencia al esfuerzo cortante			
Poco Resistente	Fractura limpia con una superficie lisa o rellena con un material menos resistente que la sustancia rocosa.		
Moderado	Fractura limpia con superficie áspera.		
Resistente	Fractura rellena con un material que es igual o más resistente que la sustancia rocosa.		

Fuente. Nicholas 1981,1992

Tabla 48.*Resultados de características mecánicas de la roca de Tajo Carmelita – Mina Toctopata*

Resultados de características mecánicas de la roca de Tajo Carmelita – Mina Toctopata										
E. G.	Resistencia de roca			Número estructuras			Condición de			
	intacta (RCU/ presión de			(Frecuencia de			estructuras (resistencia			
	sobre carga)=0.027*h			fracturas)=ft/m			al esfuerzo cortante)			
E.G.	Poco resistente	Moderado	Resistente	Muy cerrado	cerrado	ancho	Muy ancho	Poco resistente	Moderado	Resistente
1		10.82				6.5			F.L-S.A.	
2		10.8				5			F.L-S.A.	
3		10.6				5.4			F.L-S.A.	
4		10.7				6			F.L-S.A.	
5		10.77				6.7			F.L-S.A.	
6		10.85				5.6			F.L-S.A.	
Promedio		10.77				5.87			F.L-S.A.	
Valor representativo		10.77				5.87			F.L-S.A. Fractura limpia – Superficie áspera	

Fuente Elaboración Propia

Tabla 49.

Clasificación de la geometría y grado de distribución para los diferentes métodos de explotación minero.

Método de Explotación	Perfil General			Espesor del Yacimiento				Inclinación Yacimiento			Grado de Distribución		
	M	T	Ir	A	In	G	MG	Hz	In	E	U	Gd	Er
Open Pit	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinking Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square-Set Stopping	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

NOMENCLATURA: M : Masivo; T : Tabular; Ir : Irregular; A : Angosto; In : Intermedio; G : Grueso; MG : Muy Grueso; Hz : Horizontal; In : intermedio; E : Empinado; U : Uniforme; Gd : Gradual; Er : Errático.

Fuente. Nicholas 1981, 1992

Tabla 50.

Resultados de características mecánicas de la roca zona mena (Ore zone) Tajo Carmelita – Mina Toctopata

Resultados de características mecánicas de la roca zona mena (Ore zone) Tajo Carmelita – Mina Toctopata												
E.G.	Resistencia de roca intacta (RCU/ presión de sobre carga)=0.027*h				Número estructuras (Frecuencia de fracturas)=ft/m				Condición de estructuras (resistencia al esfuerzo cortante)			
	Poco resistente	Moderado	Resistente	Muy cerrado	cerrado	ancho	Muy ancho	Poco resistente	Moderado	Resistente		
1		10.51				5.5					F.L-S.A.	
2		10.61				5.2					F.L-S.A.	
3		10.68				5.4					F.L-S.A.	
4		10.12				5.3					F.L-S.A.	
5		10.17				5.7					F.L-S.A.	
6		10.15				5.1					F.L-S.A.	
Promedio		10.37				5.4					F.L-S.A.	
Valor representativo		10.37				5.4					F.L-S.A.Fractura limpia – Superficie áspera	

Fuente. Elaboración propia

Tabla 51.

Clasificación de las características mecánicas de la roca zona de mena (mineral)

Método de Explotación	Resistencia de la Roca			Espaciamiento entre Fractura				Resistencia de la Fractura		
	PR	M	R	MC	C	A	MA	PR	M	R
	Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stoping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinking Stoping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stoping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square-Set Stoping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Fuente. Nicholas 1981,1992

Tabla 52.

Resultados de características mecánicas de la roca pared techo (Hanging Wall) Tajo Carmelita – Mina Toctopata

Resultados de características mecánicas de la roca pared techo (Hanging Wall) Tajo Carmelita – Mina Toctopata										
E.G.	Resistencia de roca			Número estructuras			Condición de			
	intacta (RCU/ presión de sobre carga)=0.027*h			(Frecuencia de fracturas)=ft/m			estructuras (resistencia al esfuerzo cortante)			
	Poco resistente	Moderado	Resistente	Muy cerrado	cerrado	Ancho	Muy ancho	Poco resistente	Moderado	Resistente
1		10.31				6.1			F.L-S.A.	
2		10.23				5.7			F.L-S.A.	
3		10.57				5.4			F.L-S.A.	
4		10.71				6.2			F.L-S.A.	
5		10.72				6.7			F.L-S.A.	
6		10.65				5.2			F.L-S.A.	
Promedio		10.53				5.88			F.L-S.A.	
Valor representativo		10.53				5.88			F.L-S.A.=Fractura limpia – Superficie áspera	

Fuente. Elaboración propia

Tabla 53.*Clasificación de las características mecánicas de la roca zona pared techo (colgante)*

Clasificación de las características mecánicas de la roca zona Pared techo (*colgante*)

Método de Explotación	Resistencia de la Roca			Espaciamiento entre Fractura				Resistencia de la Fractura		
	PR	M	R	MC	C	A	MA	PR	M	R
	Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinking Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square-Set Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente. Nicholas 1981,1992

Tabla 54.*Resultados de características mecánicas de la roca zona pared piso (Footwall) Tajo*

Resultados de características mecánicas de la roca zona pared piso (Footwall) Tajo Carmelita – Mina

Toctopata

E.G	Resistencia de roca intacta (RCU/ presión de sobre carga)=0.027*h			Número estructuras (Frecuencia de fracturas)=ft/m			Condición de estructuras (resistencia al esfuerzo cortante)			
	Poco resistente	Moderado	Resistente	Muy cerrado	cerrado	ancho	Muy ancho	Poco resistente	Moderado	Resistente
1		10.89				6.8			F.L-S.A.	
2		10.86				5.8			F.L-S.A.	
3		10.67				5.4			F.L-S.A.	
4		10.79				6.2			F.L-S.A.	
5		10.77				6.9			F.L-S.A.	
6		10.88				6.6			F.L-S.A.	
Promedio		10.81				6.28			F.L-S.A.	
Valor representativo		10.81				6.28			Fractura limpia – Superficie áspera	

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 55.*Clasificación de las características mecánicas de la roca pared piso (yacente)*

Método de Explotación	Resistencia de la roca			Espaciamiento entre fractura				Resistencia de la fractura		
	PR	M	R	MC	C	A	MA	PR	M	R
	Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinking Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square-Set Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Nomenclatura: PR: Poco Resistente; M : Moderado; R : Resistente; MC : Muy Cerrado; C : Cerrado; A : Ancho; MA : Muy Ancho.

Fuente. Nicholas 1981

4.3.5 Resultados de geometría estructural del depósito mineral

Los resultados finales de la geometría del depósito mineral se observan en la Tabla 56, que constituye el resumen de las características de la geometría estructural del depósito mineral distribuido correspondiente al yacimiento, Mineral, caja techo (colgante), caja piso (yacente).

4.3.6 Demostración de hipótesis específica 2.

Con La evaluación de la geometría estructural y características mecánicas del yacimiento, se logra determinar las características geométricas del depósito mineral, cuyos resultados finales de la geometría del depósito mineral se observan en la Tabla 56, que constituye el resumen de las características de la geometría estructural del depósito mineral distribuido correspondiente al yacimiento que tiene forma irregular, potencia baja con promedio de 1,60 m, con una inclinación vertical de 66° promedio a una profundidad de 400 m aproximadamente, la distribución de leyes es gradual; Las características del mineral muestran una resistencia de roca intacta sobre presión litóstica es moderado con

un valor de 10,77, el número de estructuras es ancho, la condición de estructuras muestra fractura limpia y superficies ásperas; las características de caja techo (colgante) y de caja piso (yacente), se observan en Tabla 56 especificando para cada método de explotación.

Tabla 56.

Sinopsis de las características del depósito mineral en tajo Carmelita mina Toctopata

Sinopsis de las características del depósito mineral en tajo Carmelita mina Toctopata

Método de explotación	Yacimiento			Mineral			Colgante			Yacente			
	Ir	A	E	Gr	M	A	M	M	A	M	M	A	M
Open Pit	3	2	4	3	4	4	3	4	4	3	4	4	3
Block Caving	0	-49	4	2	1	3	3	2	3	2	3	3	3
Sublevel Stopping	1	1	4	3	3	1	2	3	1	2	2	2	1
Sublevel Caving	1	-49	4	2	3	4	2	2	3	2	2	3	2
Longwall	-49	4	-49	2	1	0	3	2	3	2	3	4	3
Room and Pillar	2	4	0	3	3	2	2	3	2	2	2	3	3
Shrinking Stopping	1	1	4	2	3	3	2	2	3	2	3	3	2
Cut and Fill Stopping	2	4	4	3	2	2	3	2	2	3	2	2	4
Top Slicing	0	-49	2	2	3	2	2	2	3	2	3	3	2
Square-Set Stopping	4	4	3	3	1	2	3	2	2	3	2	2	4

Fuente. Elaboración propia,

4.4 Pruebas y resultados de acuerdo a objetivo específico 3 en Tajo Carmelita

Para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas, se requiere la selección del método de explotación, considerando la calidad del macizo rocoso y la geometría estructural del depósito mineral

4.4.1 Selección del método de explotación en tajo carmelita

La selección del método de explotación se ha realizado conforme a la propuesta de Nicholas 1981, se muestran cada componente con la valoración respectiva, ver Tabla 57.

Tabla 57.

Puntaje total de las características del depósito mineral sin corrección con factor k en tajo Carmelita

Puntaje total de las características del depósito mineral sin corrección con factor k en tajo Carmelita														
Método de explotación	Yacimiento				Mineral			Colgante			Yacente			Puntaje
	Ir	A	E	Gr	M	A	M	M	A	M	M	A	M	
Open Pit	3	2	4	3	4	4	3	4	4	3	4	4	3	45
Block Caving	0	-49	4	2	1	3	3	2	3	2	3	3	3	-20
Sublevel Stopping	1	1	4	3	3	1	2	3	1	2	2	2	1	26
Sublevel Caving	1	-49	4	2	3	4	2	2	3	2	2	3	2	-19
Longwall	-49	4	-49	2	1	0	3	2	3	2	3	4	3	-71
Room and Pillar	2	4	0	3	3	2	2	3	2	2	2	3	3	31
Shrinking Stopping	1	1	4	2	3	3	2	2	3	2	3	3	2	31
Cut and Fill	2	4	4	3	2	2	3	2	2	3	2	2	4	35
Stopping														
Top Slicing	0	-49	2	2	3	2	2	2	3	2	3	3	2	-23
Square-Set	4	4	3	3	1	2	3	2	2	3	2	2	4	35
Stopping														

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 58.*Puntaje acumulado por cada componente para corrección con factor k en tajo Carmelita*

Puntaje acumulado por cada componente para corrección con factor ken tajo Carmelita																		
Método de explotación	Yacimiento (A)				Σ	Mineral (B)				Σ	Colgante (C)			Σ	Yacente (D)			Σ
Open Pit	3	2	4	3	12	4	4	3	11	4	4	3	11	4	4	3	11	
Block Caving	0	-49	4	2	-43	1	3	3	7	2	3	2	7	3	3	3	9	
Sublevel Stoping	1	1	4	3	9	3	1	2	6	3	1	2	6	2	2	3	7	
Sublevel Caving	1	-49	4	2	-42	3	4	2	9	2	3	2	7	1	1	3	5	
Longwall	-49	4	-49	2	-92	1	0	3	4	2	3	2	7	0	0	3	3	
Room and Pillar	2	4	0	3	9	3	2	2	7	3	2	2	7	-1	-1	3	1	
Shrinking Stoping	1	1	4	2	8	3	3	2	8	2	3	2	7	-2	-2	3	-1	
Cut and Fill Stoping	2	4	4	3	13	2	2	3	7	2	2	3	7	-3	-3	3	-3	
Top Slicing	0	-49	2	2	-45	3	2	2	7	2	3	2	7	-4	-4	3	-5	
Square-Set Stoping	4	4	3	3	14	1	2	3	6	2	2	3	7	-5	-5	3	-7	

Fuente. Elaboración propia**Tabla 59.***Factores de peso para corrección*

Factores de peso para corrección		
N°	Parámetro	K
1	Geometría del yacimiento	1
2	Condiciones geomecánicas del mineral	0,75
3	Condiciones geomecánicas de pared colgante	0,6
4	Condiciones geomecánicas de pared yacente	0,38

Fuente. Nicholas 1981.

$$\text{Ranking} = A * k1 + B * K2 + C * k3 + D * k4$$

Tabla 60.*Puntaje acumulado por cada componente corregido con el factor k en tajo Carmelita*

Puntaje acumulado por cada componente corregido con el factor ken tajo Carmelita										
Método de explotación	Yacimiento	Mineral			Colgante			Yacente		
	A*1	B	0.75	B*0.75	C	0.6	C*0.6	D	0.38	D*0.38
Open Pit	12	11	0.75	8.25	11	0.6	6.6	11	0.38	4.18
Block Caving	-43	7	0.75	5.25	7	0.6	4.2	9	0.38	3.42
Sublevel Stopping	9	6	0.75	4.5	6	0.6	3.6	7	0.38	2.66
Sublevel Caving	-42	9	0.75	6.75	7	0.6	4.2	5	0.38	1.9
Longwall	-92	4	0.75	3	7	0.6	4.2	3	0.38	1.14
Room and Pillar	9	7	0.75	5.25	7	0.6	4.2	1	0.38	0.38
Shrinking Stopping	8	8	0.75	6	7	0.6	4.2	-1	0.38	-0.38
Cut and Fill Stopping	13	7	0.75	5.25	7	0.6	4.2	-3	0.38	-1.14
Top Slicing	-45	7	0.75	5.25	7	0.6	4.2	-5	0.38	-1.9
Square-Set Stopping	14	6	0.75	4.5	7	0.6	4.2	-7	0.38	-2.66

Fuente. Elaboración propia

4.4.2 Resultados de selección del método de explotación según Nicholas

Los resultados del ranking de puntaje de los diferentes métodos de explotación, indican que la primera opción para elegir, sería el método de explotación a tajo abierto que ha alcanzado en la calificación a un puntaje de 31.03, conforme las características geoestructurales, el depósito mineral está a una profundidad de 400 m con lo que se descarta el método a cielo abierto, la segunda opción resulta el método de explotación de corte y relleno ascendente con un puntaje de 21.31 de acuerdo a las características geométricas, geomecánicas para un buzamiento de 66°, se debe seleccionar a corte y relleno ascendente como método de explotación para el tajo Carmelita mina Toctopata, por sus propias particularidades el método de explotación por corte y relleno ascendente se caracteriza por avances en forma horizontal, por esas consideraciones la ubicación de la galería base y la veta son muy importantes, ver Tabla 61.

Tabla 61.*Ranking final de los métodos de explotación corregido con factor k en tajo Carmelita.*

Ranking final de los métodos de explotación corregido con factor k en tajo Carmelita						
Método de explotación	Yacimiento A*1	Mineral B*0.75	Colgante C*0.6	Yacente D*0.38	Resultado final PUNTAJE TOTAL	RANKING
Open Pit	12	8.25	6.6	4.18	31.03	1
Block Caving	-43	5.25	4.2	3.42	-30.13	8
Sublevel Stopping	9	4.5	3.6	2.66	19.76	4
Sublevel Caving	-42	6.75	4.2	1.9	-29.15	7
Longwall	-92	3	4.2	1.14	-83.66	10
Room and Pillar	9	5.25	4.2	0.38	18.83	5
Shrinking Stopping	8	6	4.2	-0.38	17.82	6
Cut and Fill Stopping	13	5.25	4.2	-1.14	21.31	2
Top Slicing	-45	5.25	4.2	-1.9	-37.45	9
Square-Set Stopping	14	4.5	4.2	-2.66	20.04	3

Fuente. Elaboración propia

4.4.3 Diseño del método de explotación de corte y relleno ascendente cut and fill stopping.

El método "Over Cut and Fill" o conocido también como corte y relleno ascendente convencional, se realiza con tajadas horizontales, que va desde el fondo del tajo hacia arriba, el mineral fracturado se extrae del tajo, al finalizar el disparo del tajo, el volumen retirado es llenado con material estéril, el cual dará soporte a las cajas y proporciona una plataforma estable, mientras la siguiente rebanada pase a ser minada; se considera roca estéril a la que proviene de otras labores de la mina y es utilizado como material de relleno, este se distribuye la zona tajeada, se utiliza de forma frecuente método de relleno hidráulico, donde el material proviene de los relaves generados por la planta concentradora, mezclado con agua y se transporta por la mina mediante tuberías de 4 pulgadas, se drena el agua del relleno obteniéndose material adecuado y con una superficie uniforme, también se suele mezclar con cemento (relleno de pasta) que proporciona superficie más dura, (Chambi A. 2014).

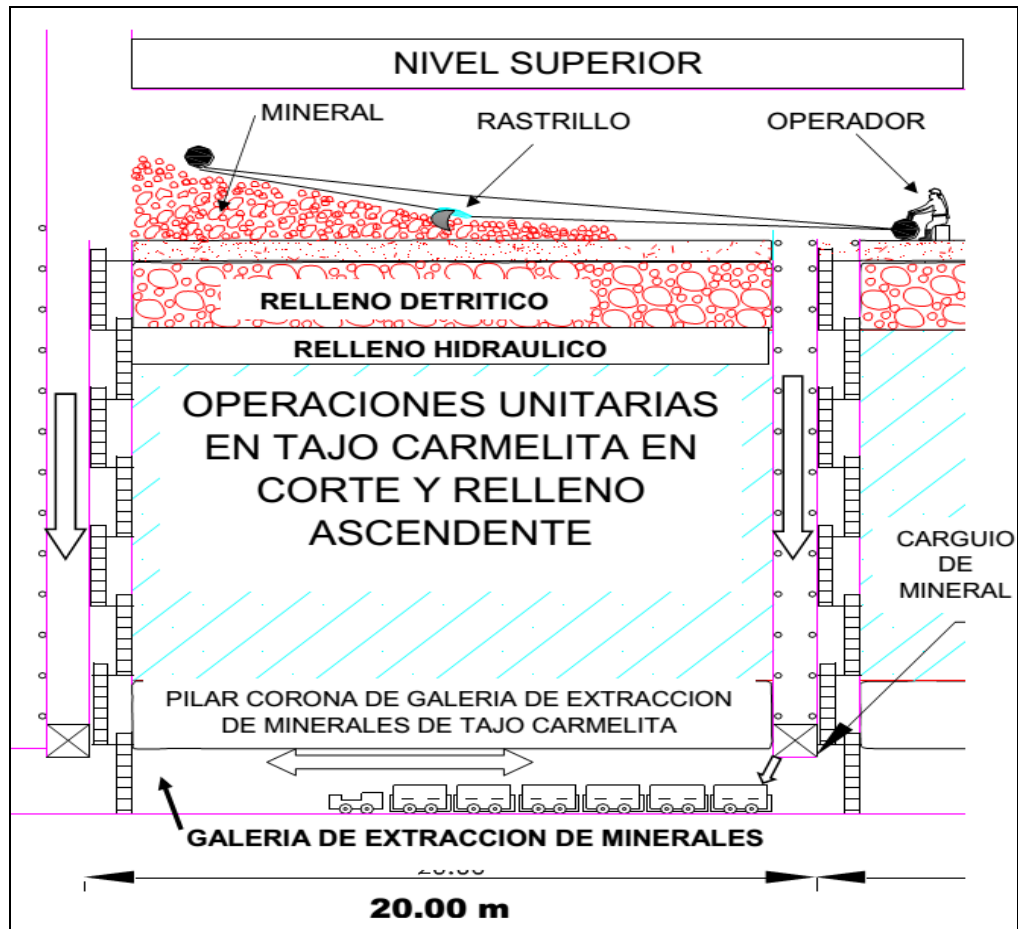


Figura 24: Estructura del método de explotación de corte y relleno ascendente
Fuente. Elaboración propia.

4.4.4 Características del método de explotación

Posibilidades de aplicación: El método corte y relleno poseen diversas posibilidades de aplicación, por ello se recomienda utilizarlo en yacimientos donde la roca no posea características mecánicas satisfactorias y además presenten cajas no seguras. Por consiguiente, se hace uso de una altura máxima, la cual equivale a dos tajadas siendo estas entre 2,5 m y 3,0 m, se puede controlar cualquier indicio de derrumbe mediante apernado o acañadora, Laura H.R. (2015).

Recuperación: Es adecuada, solo en caso de que se adopte precauciones para evitar que el mineral se pierda en el relleno. Las irregularidades de mineralización de cualquier tipo pueden ser seguidas con este método.

Seguridad. El método es seguro en cuando al desprendimiento de rocas, tanto del techo como de las paredes, brindando seguridad al obrero.

4.4.5 Condiciones de diseño

Es probable aplicar en yacimientos:

- El mineral tiene que tener ley buena.
- Con buzamiento pronunciados.
- Puede existir irregularidad en las cajas del yacimiento.
- Se logra material de relleno disponible.
- En cualquier terreno y depósito.
- Con cajas moderadamente competentes.

4.4.6 Labores de desarrollo

- Se elabora una galería de transporte, en un nivel principal a lo largo del yacimiento.
- Caminos y chimeneas deben ser construidos con un trayecto requerido según el planeamiento o diseño de explotación y/o desarrollo.
- El área del tajo tiene que estar de 12 a 5 m encima de la galería de transporte según el tipo de roca.
- Las chimeneas de transporte de relleno y ventilación deberán ser edificadas desde el nivel inferior al superior.

4.4.7 Labores de preparación

Se inicia la preparación tomando en consideración los siguientes objetivos:

- El costo de esta etapa repercute considerablemente en los costos finales.
- Una concepción buena y una ejecución correctamente realizada. Representan el éxito de la explotación.

Las disposiciones posibles en el diseño de la base son:

- Una sola galería.
- Una paralela externa de la veta y sus cortes, y otro auxiliar en el mineral.

4.4.8 Galerías de base

Continuando, para las potencias mayores a 7 metros, frecuentemente es el doble en la galería de base, ambas galerías deberán estar conectadas entre sí mediante cortes; esta red de base es muy importante, tales como las siguientes:

- Vía para los trabajadores, instalación de conductos de aire comprimido, agua, etc.

- Sistema de drenado del agua del relleno hidráulico.
- Ventilación.
- Nivel de corte de los tajeos del nivel inferior y superior.
- Transporte del mineral.

4.4.9 Echadero u ore pass

Para la construcción de las tolvas se pueden utilizar técnicas variables. Si el tonelaje a extraer es inferior en vetas angostas pueden realizarse de manera simple. Además, la construcción en filones es compleja con mayor tonelaje de producción y a mayor potencia, generalmente, para un volumen de mineral bajo el carguío se realiza de manera manual, y para grandes tonelajes puede ser mediante tolva neumática o hidráulica. Pueden existir atrasos en la extracción el cual se deberá a que luego de que el tajeo haya aumentado unos metros exista un inadecuado funcionamiento de las tolvas o atascamientos. En caso de necesitar alguna reparación se interrumpe el minado en el tajeo. Ver figura 1.

4.4.10 Labores de explotación

Perforación y disparo. Se pueden realizar perforaciones de tiros verticales, inclinados y horizontales, en los tiros horizontales, para obtener un mejor uso de explosivos y un adecuado rendimiento por metro barrenado, no se deberá vencer el empotramiento, uno de los inconvenientes más resaltantes en la perforación horizontal es que en tajos estrechos en vetas angostas no se dispone de una zona de trabajo adecuada para el perforista, dificultándole la maniobra, Laura H.R. (2015), ver Figura 25.

En los tiros verticales ocurre lo contrario, ya que se realizará una perforación con pasadura (sub drilling) debido al vencimiento del empotramiento, trayendo como consecuencia la disminución del rendimiento por metro barrenado y el aumento del uso de explosivos. La ventaja es que el perforista poseerá un adecuado lugar de trabajo lo que permitirá un adecuado manejo del tiempo.

El problema con la perforación vertical es que existe un incremento promedio de 7,5 m en la altura del tajo. Además, la voladura forma un techo abrupto, lo que obstaculiza el control del mismo y presenta un peligro para el trabajador, mediante voladura controlada la superficie escabrosa se puede recortar, Ortiz J. (2010), ver Figura 25.

La superficie lisa del techo después de la voladura, lo que hace que este sea fácilmente controlado, los materiales de ley baja podrían ser dejados en el tajeo como

relleno, debido a la perforación selectiva de la cara frontal, la fragmentación del mineral, la secuencia de iniciación, la densidad de carga explosiva y otros parámetros son influenciados por el trazo de la malla; En cuanto a los explosivos, se utilizan emulsiones, ANFO, dinamitas de diversas, entre otros. Se utiliza conectores, Nonel, la mecha lenta, fulminantes, Fanel y cordón detonante como accesorio de voladura.

Carguío y transporte. En el tajeo del método de corte y relleno el transporte es importante dentro de las operaciones unitarias. La limpieza está condicionada por la forma del tajeo, y está a la vez conforma las operaciones de acarreo y transporte. Las distancias normalmente van según el rendimiento de cada equipo de transporte y acarreo, es común utilizar para transporte y acarreo al mismo equipo, en tajos largos existe la posibilidad de utilizar equipos según la operación de carguío o transporte, Ortiz J. (2010).

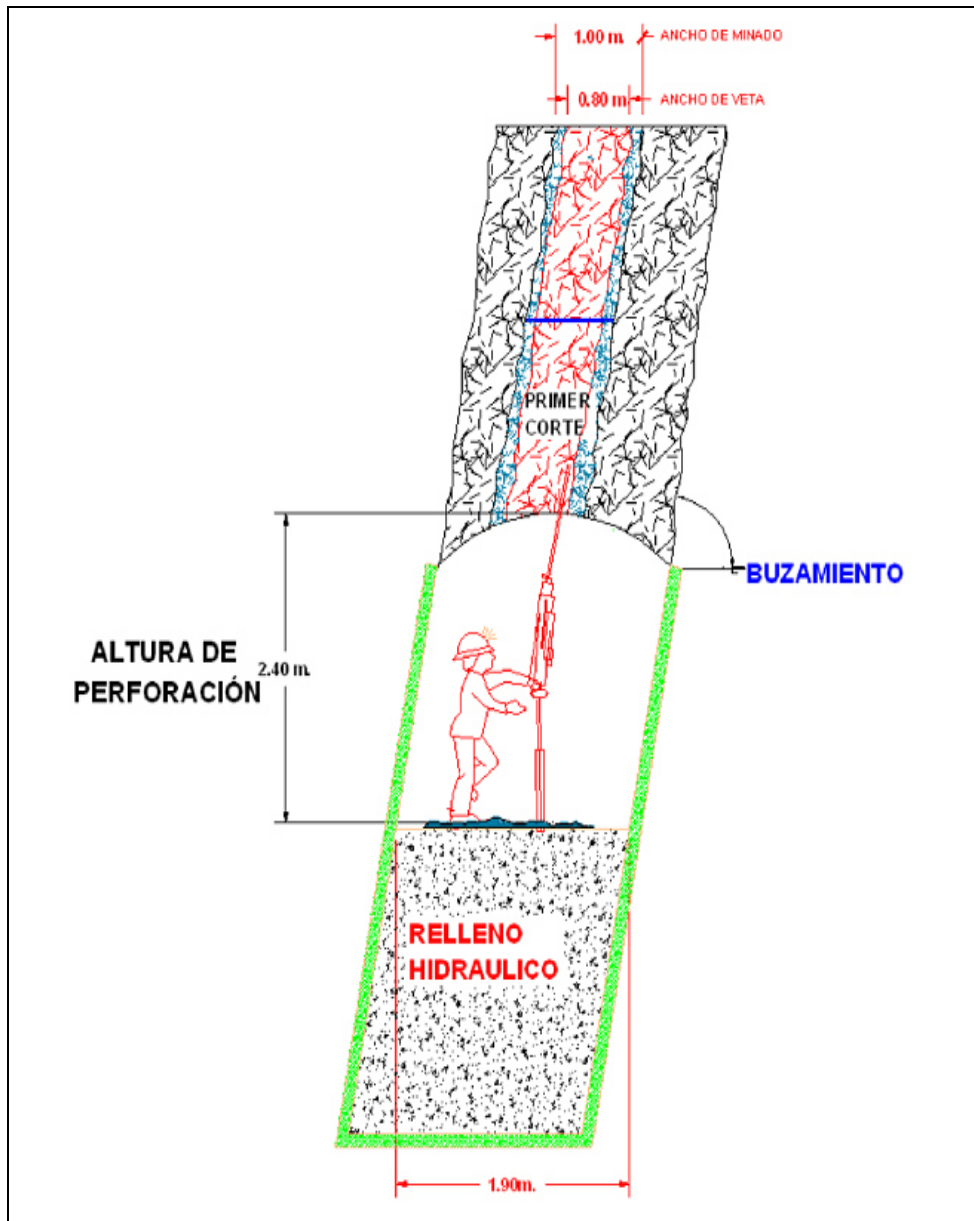


Figura 25: Perforación y disparo en corte relleno ascendente
Fuente. Elaboración propia.

Carguío del mineral. Se debe extraer de forma completa y regular el mineral del tajo. La extracción se podría realizar de dos formas:

Con pala a mano. Puede ser lanzando directamente el mineral en los echaderos simples de evacuación, en "ore pass", o llenando camiones que se desocupan en los botaderos, el carguío se puede realizar también con micro scoop, ver Figura 24

Con scraper o rastrillo. Hay diversas posibilidades de instalación. La primera consta de la instalación del conjunto en el tajeo mismo, donde existe el peligro de derrumbes del techo, la exposición a disparos y el tiempo perdido por el cambio de piso al culminar la explotación de una tajada. Una opción más, podría ser instalar el winche con

su motor en la galería base o superior. Para ello los cables deberán subir o bajar por una chimenea y el manejo remoto del winche.

Relleno. El relleno es una necesidad en los tajeos vacíos o explotados, ya que este funciona como un soporte, cuyo principal objetivo es evitar que otras áreas de trabajo se vean afectadas, buscando evitar hundimientos, efectos tectónicos y principalmente para lograr la seguridad en la explotación, ya que, a mayor profundidad de la labor, existe mayor presión, indica Villalta R. (2018), además afirma que el relleno en pasta, convencional e hidráulico son los más utilizados en minería subterránea, ver Figura 26.

Relleno convencional. Se usan gravas de superficie, sin embargo, en minas con gran profundidad y extensas estas pueden llegar a ser costosas, ya que se tiene que contemplar, la energía, maquinaria, construcción de labores y mano de obra a utilizar, Ver figura 24. El relleno para las labores generalmente procede de depósitos de grava naturales cuya superficie es de 60 %, se estima aproximadamente un 40% de material estéril proveniente de labores en desarrollo.

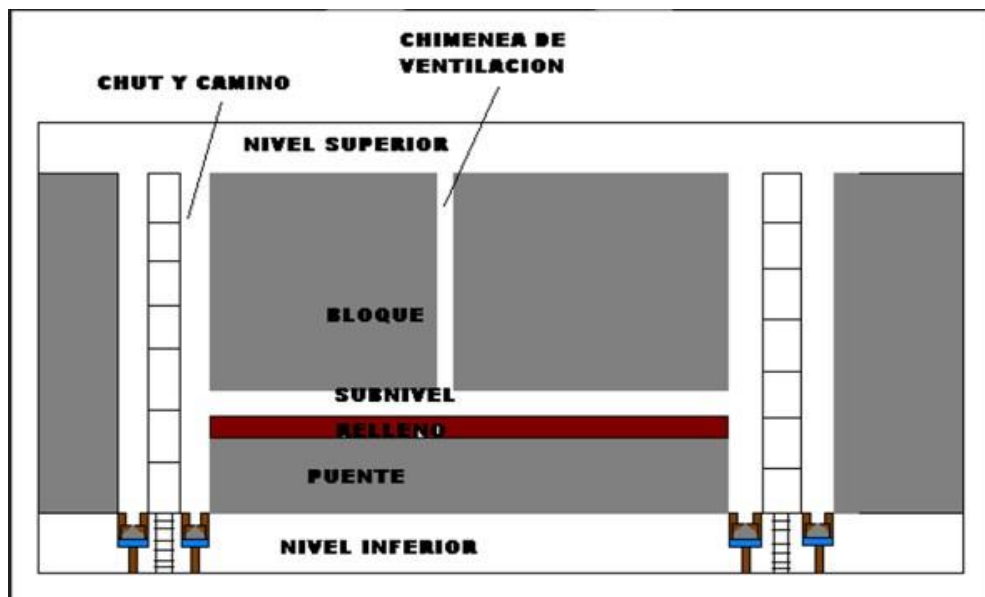


Figura 26: Corte convencional con relleno de material estéril
Fuente: Operaciones Mina.

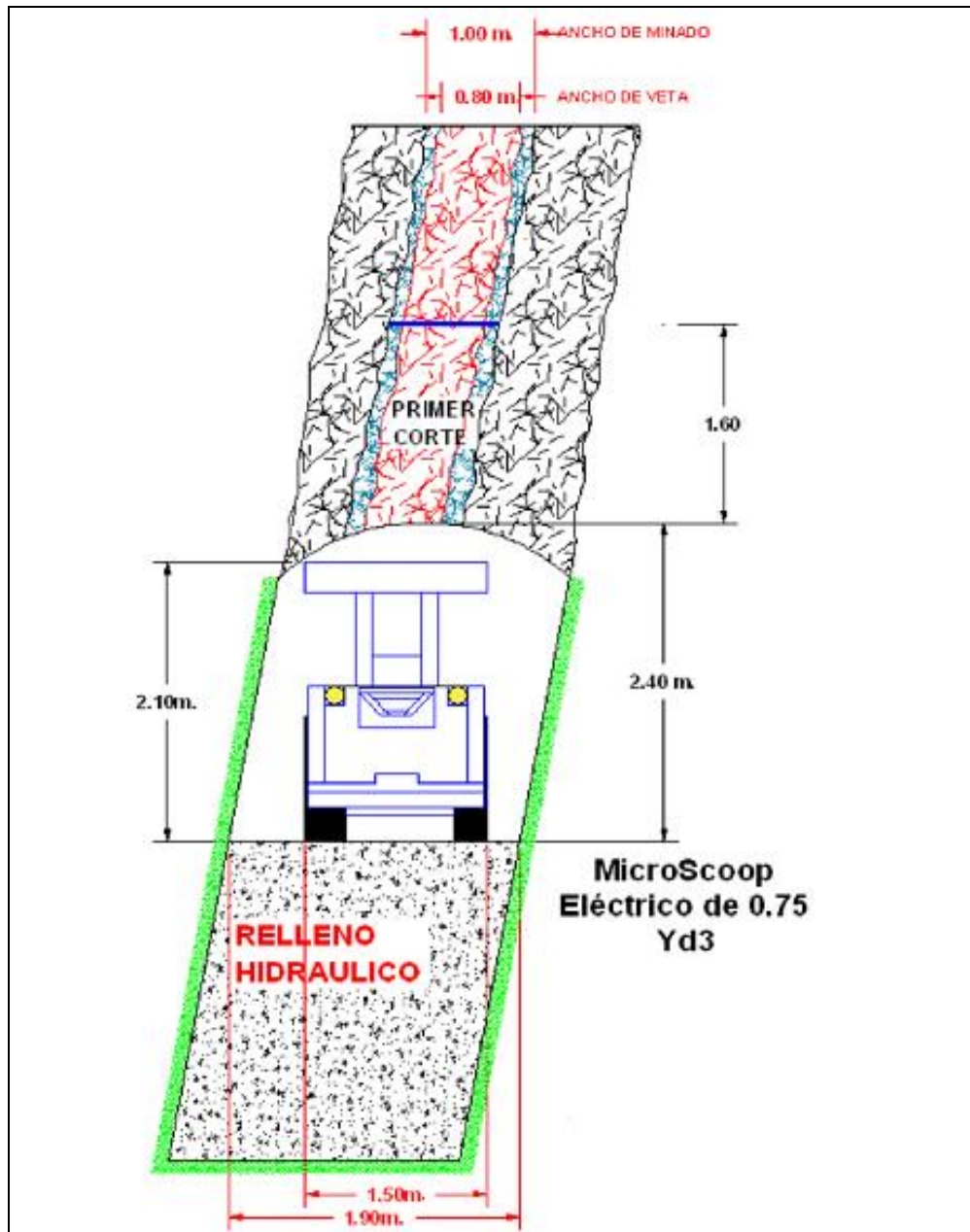


Figura 27: Operación de avance y relleno hidráulico

Fuente. Elaboración propia.

Es utilizado como relleno el material que se obtiene de labores de desarrollo horizontal y estériles, y según la estructura de los tajeos se utiliza estocadas en caja techo y piso, el 30% del tiempo del personal de tajeo es utilizado en la distribución siendo está muy laboriosa, además se debe agregar la falta de uniformidad del piso, trayendo a consecuencia que el mineral por dilución se pierda, este problema puede ser corregido entablado el piso, sin embargo, presenta otro inconveniente, el cual es que las tablas permanezcan en su lugar ya que podrían moverse por el manejo de rastrillos, (Bustillo et al, 1997)

4.4.11 Condiciones de aplicación

Este método se puede emplear en vetas o yacimientos que tengan las siguientes condiciones:

- Yacimiento filoneano, con potencia de vetas mayor a 0,50 m.
- La firmeza y la flexibilidad de poseen las rocas de caja.
- El buzamiento tiene que estar por encima de los 45° (cerca de la vertical).
Menas valiosas donde exista o no inclusiones de gangas.

En unidades mineras donde se busca la seguridad, se prefiere utilizar métodos de explotación con relleno

4.4.12 Ventajas y desventajas del método por corte y relleno

Ventajas

- La recuperación se aproxima al 100%.
- Alta extracción de mineral (mayor al 90%) y baja dilución (menor al 10%).
- Se podrían trabajar áreas de ley alta y evitar zonas de ley baja no explotadas, por ello se dice que es un método altamente selectivo
- El método es flexible ya que permite pasar de un método a otro, teniendo en cuenta la productividad y el bajo costo de acondicionamiento.
- Es seguro.
- Puede lograr un elevado grado de mecanización.
- Posee alta capacidad de ajuste a yacimientos irregulares.
- Mínima utilización de madera en la explotación debido a que esta se usa solo para levantar el buzón camino.
- Se puede ajustar a yacimientos que poseen propiedades físicas y mecánicas incompetentes.

Desventajas

- Alto costo de las labores de inicio debido a los gastos para el relleno.
- Rendimiento inferior por detención de la producción debido a que se tiene que rellenar.
- Elevado consumo de materiales de fortificación.
- Productividad baja del perforista en el tajeo.
- Si la potencia es menor se dificulta el mecanizado del carguío y transporte.

4.4.13 Separación de niveles

Es importante tener en cuenta que el mineral tiende a oxidarse con mucha facilidad, por ello no se debe dejar en el tajo por un tiempo prolongado, por lo tanto, se debe procurar una distancia mínima entre la separación de niveles.

Para que se justifique la explotación, las reservas deben ser suficientes y para obtener un mínimo de reservas en cada nivel, se tendrá en cuenta los siguientes criterios:

- A menor separación vertical, mayor potencia.
- A mayor separación vertical, menor potencia.
- A mayor separación vertical, mayor buzamiento.
- A menor separación vertical, menor buzamiento.

4.4.14 Sub división del yacimiento en tajos

Cuando el yacimiento ya está dividido en niveles, se subdivide en sectores de explotación nombrados “tajos”, en estos el arranque se realiza ascendentemente, el progreso de la explotación se realizará de forma horizontal, sostiene Villalta R. (2018), respecto al método de explotación en corte y relleno ascendente; antes de comenzar la preparación de los tajos, es necesario realizar la apertura de galerías principales en dirección adecuada. Mediante las galerías, las cuales limitan en profundidad a la batería de tajos, se realizará la extracción del mineral, (Cueva D., Rojas K. (2018).

4.4.15 Sostenimiento en tajo Carmelita mediante RMR1989

De los métodos mencionados, en la mina Toctopata se adoptará como metodología principal el GSI, por ser de más fácil uso y entendimiento por parte del personal. El sistema RMR es utilizado por personal del área de Geomecánica para recolectar data más detallada y como complemento al GSI. Haciendo el uso de la correlación se puede obtener el GSI a partir de RMR de Bieniawski 1976 y 1989 también se puede obtener a partir del índice Q de Bartón:

$$\text{RMR } 89 = 9 \log Q + 44$$

$$\text{GSI} = \text{RMR } 89 - 5$$

$$\text{GSI} = \text{RMR } 76$$

$$\text{GSI} = 9 \log Q' + 44$$

De acuerdo con los resultados de la investigación el RMR promedio es de 57.83 corresponde al tipo de roca regular A clase III-A, ver Tabla 62, en la coloración verde claro, las características generales de la roca es, roca medianamente dura, moderadamente fracturada, ligeramente alterada y húmeda, el tipo de sostenimiento le

corresponde pernos puntuales y esporádicos que pueden ser Split set de cinco pies o swelex de cinco pies (López F. y Giancarlo A. 2009),

Tabla 62.

Categoría de sostenimiento en el tajo Carmelita mina Toctopata

CATEGORÍA DE SOSTENIMIENTO EN EL TAJO CARMELITA MINA TOCTOPATA					
TIPO ROCA	CLAS E	COLOR	R.M. R.	CARACTERÍSTICAS GEN. DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO
BUENA	II	VERDE	61 - 80	Roca dura con muy pocas fracturas y fresca, húmeda en algunos casos	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento
REGULAR-A	III - A	VERDE CLARO	51- 60	Roca medianamente dura, moderadamente fracturada, ligeramente alterada, húmeda	Pernos puntuales o esporádicos
REGULAR-B	III - B	AMARILLO	41 - 50	Roca medianamente dura, muy fracturada, con presencia de algunas fallas menores, ligeramente alterada, húmedo – mojado	Sostenimiento con pernos sistemáticos espaciados a 1,2m
MALA-A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	Roca pobre, muy fracturada con algunas fallas panizadas, moderada alteración y a veces goteo de agua	Si es seco, utilizar pernos y malla y si hay agua utilizar cuadros de madera espaciados a 1,2m de luz
MALA-B	IV - B	ROJO	21 - 30	Roca pobre intensamente fracturada y con fallas panizadas, fuerte alteración y a veces goteo de agua	Si es seco utilizar cuadros de madera espaciados 1,2m de luz y si hay agua espaciar 1,0m de luz
MUY MALA	V	MARRÓN	0 - 20	Roca muy pobre extremadamente fracturada, triturada o brechada muy alterada y con flujo de agua	Utilizar cimbras metálicas "H4" espacadas de 1,0 a 1,2m

Fuente. Elaboración propia.

La calidad del macizo rocoso en tajo Carmelita es regular A, requiere pernos puntuales, el más apropiado es el Split set de cinco pies de longitud, consiste de un tubo rasurada 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 de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes de taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso, el sistema de colocación conforme requiere el macizo rocoso es ocasional es decir es colocado solo en algunas partes que requiere el reforzamiento, ver Figura 25, Figura 26.

También es posible la aplicación de GSI para proponer el tipo de sostenimiento de acuerdo a la Figura considerando un RQD 87,73% interpolando con una resistencia compresiva uniaxial de 76 MPa la intersección se ubica en la zona amarilla (A), en LF/R, el resultado de soporte propuesta es sostenimiento esporádico u ocasional, tal como se observa en la Figura 25, Figura 27.

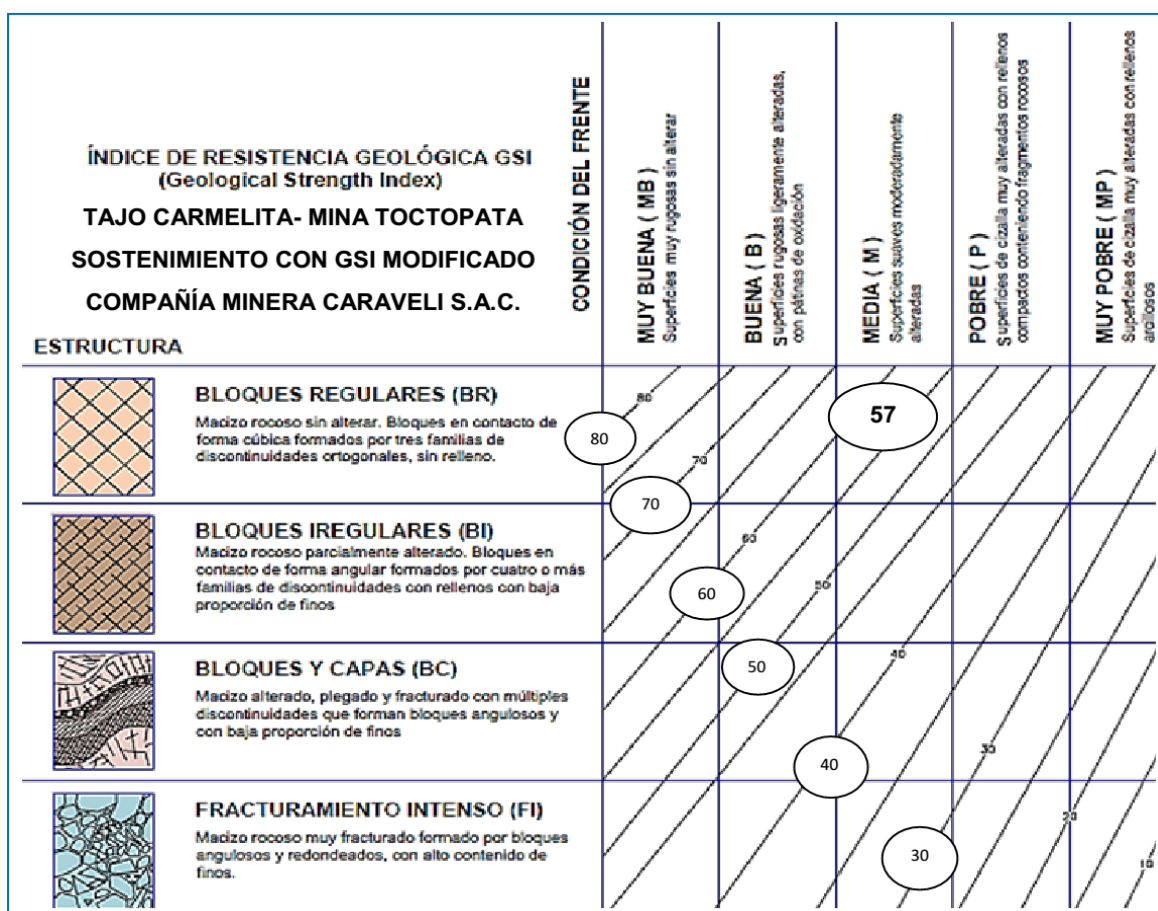


Figura 28: Ábaco para valoración de GSI
Fuente. Hoek et al 2002

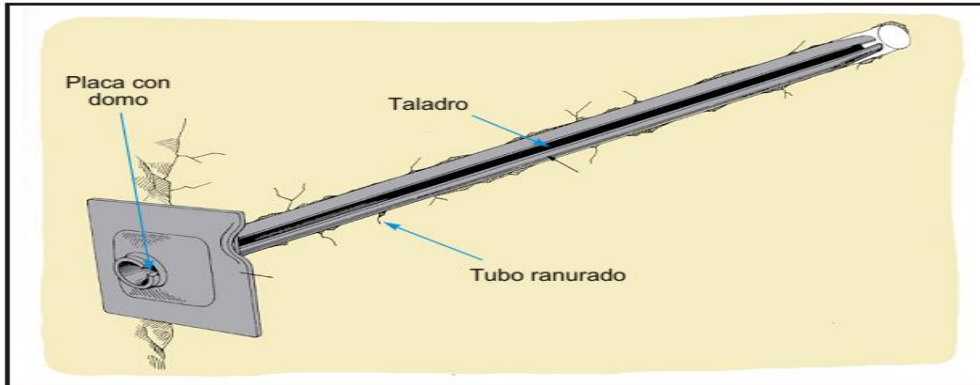


Figura 29: Perno de fricción Split set
Fuente. SNMPE 2004.

TAJO CARMELITA – MINA TOCTOPATA: SOSTENIMIENTO CON GSI MODIFICADO COMPAÑÍA MINERA CARAVELI S.A.C		CONDICIONES					
		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)	POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)		
A	SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 5 AÑOS	CONDICIONES	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 a 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 a 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS, (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 Mpa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)	
B	PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 1 MES						
C	PERNO SISTEMATICO 1.3 x 1.3 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS						
D	PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y Malla o Shotcrete con fibra (5 cm) TIEMPO DE COLOCACION 5 DIAS						
E	PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y SHOTCRETE 10.0 cm. con fibra. TIEMPO DE COLOCACION 1 DIA						
F	CIEMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS CADA METRO TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO						
ESTRUCTURA							
	LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (ROD 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO) (ROD= 115 - 3.3 Jn.)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/P		—	
	MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B	(A) F/R	(A) F/P	(C) F/MP	(D)	
	MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	(A) MF/B	(A) MF/R	(C) MF/P	(D) MF/MP	(E)	
	INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	—	(C) IF/R	(D) IF/P	(E) IF/MP	(F)	

Figura 30: Ábaco para determinación de GSI
Fuente. Hoek et al 2002.

4.5 Costos de operación

4.5.1 Costo de operación mina

Los costos operativos totales de la mina, servicios auxiliares, planta y los egresos generales se valúan en \$/TM de mineral extraído que pertenecen a un volumen de operación, que está proyectado de 13 500,00 toneladas anuales, Anda L. (2005), Ver tabla 63.

Tabla 63.

Costos de operación mina

Rubro	US\$/TM
1.- Costos de labores de exploración y desarrollo	4,15
2.- Costos de labores de preparación	4,57
3.- Costos de minado (tajeo)	
• Perforación y voladura	10,53
• Limpieza y extracción	5,70
• Relleno	4,38
Costo sub-total de operación mina	29,33
Gastos generales mina	8,20
Costo total de operación mina	37,53

Fuente: Elaboración propia.

4.5.2 Costo de operación de servicios auxiliares

Los costos de las operaciones que involucran los servicios auxiliares son desarrollados de la siguiente manera:

Combustible, llantas, lubricantes. El petróleo que se consume para realizar la supervisión (camioneta, compresora) y lo que corresponde a lubricantes (grasas y aceites) para el correcto funcionamiento de los equipos, winche, generador eléctrico, compresora, camioneta y otros. El consumo de llantas para la camioneta también está considerado en los costos como rubro de mantenimiento. Seguidamente se presentan los costos indicados ver Tabla 64.

Tabla 64.*Costos de combustible, llantas, lubricantes*

Combustible u otros	Cantidad (gal.)	US\$ (unidad)	US\$ (mes)	US\$ (año)	US\$/TM
Costo de petróleo	8 160,00	3,72	30 355,20	364 262,40	26,98
Costo de aceite	180.00	9,00	1 620,00	19 440,00	1,44
Costo de grasas	80.00	4,50	360,00	4 320,00	0,32
Costo de llantas				7 385,00	0,54
Costo total de servicios auxiliares (transporte):			62 762,13	760 530,54	29,28

Fuente: Elaboración propia.

4.5.3 Costos de administración

Entre los costos administrativos se tiene en consideración: los costos de personal, costo de servicios y costos de materiales (oficina).

Costo de personal – administración. Para el costo del personal de administración se tomarán en cuenta los gastos que se realizarán como trámites u otros pagos.

4.5.4 Resumen del costo de operación total.

Como consecuencia el costo de operación que se espera para la producción del tajo Carmelita, es la siguiente Tabla 65.

Tabla 65.*Costos operativos*

Costo de operación mina (\$/TM)	37,53
Servicios auxiliares (\$/TM)	29,28
Administración (\$/TM)	13,33
Comercialización y ventas (\$/TM)	0,26
Sub total de costos de producción (\$/TM)	80,40
Imprevistos (%)	0,12
Total costos operativos más imprevistos (\$/TM)	90,04

Fuente: Elaboración propia.

Costo total de operación: 13 500 TM/año X 90,04 \$/TM = 1 215 540,00 US/año

4.6 Inversión

Para el estudio de factibilidad de la explotación del tajo Carmelita, se necesita de una inversión total, el cual la constituye un capital de trabajo y una inversión fija.

4.6.1 Inversión fija

Está compuesta por los tangibles o inversión fija directa (bienes físicos, enseres, terrenos, maquinarias, edificaciones, vehículos, equipo de oficina, muebles, etc.), y por los intangibles o también conocida como inversión fija indirecta (derechos adquiridos o servicios).

Inversión en obras civiles. Implica el presupuesto para la construcción y mejoramiento de las instalaciones auxiliares con que cuenta la mina ver Tabla 66.

Tabla 66.

Inversion en obras civiles

Descripción	US\$
a. Talleres y Campamento	20 000,00
b. Mejoramiento de accesos	7 500,00
c. Construcción tolva de madera	3 615,00
d. Tanque de agua de 35 m ³ capacidad	
TOTAL INVERSIÓN EN OBRAS CIVILES	US \$ 31 900,00

Fuente: Propia

Inversión fija indirecta. Comprende todos los costos de estudios de puesta en marcha, factibilidad, ingeniería de detalles, organización de empresa, seguros, estudio de impacto ambiental, entre otros, (Chambergó I 2011), para el presente estudio se consideró una partida de contingencia del 10% de la inversión fija directa ver Tabla 67, Tabla 68

Tabla 66.*Inversión fija indirecta*

Descripción	US\$
a. Estudios detallados de ingeniería	10 000,00
b. Estudio de impacto ambiental en la zona	4 000,00
c. Montaje y Transporte de los equipos	8 000,00
d. Seguros de obreros y personal	8 000,00
e. Organización de la empresa	4 000,00
f. Imprevistos y contingencias	43 500,00
g. Puesta en marcha del proyecto	15 000,00
Inversión fija indirecta	US \$ 92 500,00

Fuente: Elaboración propia

Servicios (transporte de mineral)

Tabla 67.*Servicios*

Descripción	US \$
Transporte del mineral a planta camiones de 15 TN (7,5 horas de viaje)	4 942 575,00

Fuente: Elaboración propia**4.6.2 Capital de trabajo**

En base a los costos de operación de 90,04 US\$/t se ha calculado para un nivel de producción de 45,00 t/día considerando 25 días al mes de trabajo y dos meses de operación inicial un:

Capital de trabajo de = US\$ 202 590,00

4.6.3 Inversión total del proyecto

La inversión total está comprendida por todos los recursos económicos que necesita el proyecto para su realización.

La inversión total para la explotación del proyecto, es de US \$ 6 284 245, cuyo detalle se muestra en las tablas anteriores.

4.7 Evaluación económica

El presente proyecto se considera rentable si el valor del flujo de ingresos neto es mayor a cero, La justificación económica del proyecto radica en la diferencia positiva que debe de existir entre el ingreso neto que se obtendrá al finalizar de su vida útil y el ingreso neto que se obtendría en el mismo periodo. Los indicadores económicos señalan la factibilidad del Proyecto, (Chambi G, 2014).

4.7.1 Parámetros de producción

Los parámetros considerados, ver Tabla 69, Tabla 70, para la producción son los siguientes:

Tabla 68.

Parámetros de producción

Rubro	Magnitud
Ley media % de Cu	4,55
Reservas de mineral	164 752,50 TM
Producción por día	45,00 TM
Días por año	300,00 días

Fuente: Elaboración propia

4.7.2 Valor del mineral

Para un promedio de cobre con una ley de 4,32 % y un porcentaje recuperable de cobre de 95% la rentabilidad económica por concepto del cobre recuperable es:

Tabla 69.

Cotización del cobre

Condiciones	Valor en US\$/TM de Cu	Neto pagable (US\$/oz. Au)
Valor del recurso	274,17	45 170 498,13

Fuente: Elaboración propia

4.7.3 Cálculo de la Ley de corte (Cut off)

Se considera la mínima ley de mineral que debe ser explotada. Con esta ley los ingresos se igualan a los costos, Del Rio F. (2005), con referencia a lo señalado se

obtiene que el valor neto de una tonelada de mineral de cobre es: 274,17 US\$/TM a un costo operativo de 90,04 \$/TM y una recuperación metalúrgica del 95%, se tiene:

$$Leydecorte(Cutoff) = \frac{\sum C_{un}}{\sum R_i \times P_i}$$

Σ CUN = Suma de todos los costos unitarios (extracción, tratamiento, administrativos, etc.)

R_i = Recuperación del proceso minero metalúrgico del metal

P_i = Precio unitario del metal

Por lo tanto, la ley de corte será: 0,346 % Cu/TM.

4.7.4 Indicadores económicos

Para 13 500,00 TM de producción anual, durante 12 años, a una tasa de descuento anual del 15%, y un valor neto pagable del Cu de 6 342,90 \$/TM, teniendo como inversión inicial US\$ 6 284 245,00. Resultan los siguientes indicadores económicos, ver Tabla 71, Tabla 72.

Tabla 70.

Flujo de fondos netos económicos (US\$)

Datos para el cálculo de Ingresos	
Costo Operativo (US\$/TM)	90.04
Producción Anual (TM)	13,500
Precio del mineral (US\$/TM)	6342.9
Ley del mineral (%)	4.55%
Recuperación Metalúrgica (%)	95.00%

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11	Año 12
Inversión	- 6,284,245												
Total Ingresos		3,701,320	3,812,360	3,926,730	4,044,532	4,165,868	4,290,844	4,419,570	4,552,157	4,688,721	4,829,383	4,974,265	5,523,493
Venta mineral		3,701,320	3,812,360	3,926,730	4,044,532	4,165,868	4,290,844	4,419,570	4,552,157	4,688,721	4,829,383	4,974,265	5,123,493
Recuperación de capital													150,000
Valor salvamento													250,000
Total Egresos		1,365,540	1,414,162	1,464,728	1,517,317	1,572,010	1,628,890	1,688,046	1,749,568	1,813,550	1,880,092	1,949,296	2,021,268
Costos operativos		1,215,540	1,264,162	1,314,728	1,367,317	1,422,010	1,478,890	1,538,046	1,599,568	1,663,550	1,730,092	1,799,296	1,871,268
Depreciación (-)		150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000
Utilidad antes impuestos		2,335,780	2,398,198	2,462,002	2,527,215	2,593,858	2,661,954	2,731,524	2,802,589	2,875,171	2,949,291	3,024,968	3,102,225
Impuesto a la renta (30%)		700,734	719,459	738,601	758,165	778,158	798,586	819,457	840,777	862,551	884,787	907,491	930,667
Utilidad después de impuestos		1,635,046	1,678,739	1,723,402	1,769,051	1,815,701	1,863,368	1,912,067	1,961,812	2,012,620	2,064,503	2,117,478	2,171,557
Depreciación (+)		150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000	150,000
Flujo de fondos netos económico	- 6,284,245	1,785,046	1,828,739	1,873,402	1,919,051	1,965,701	2,013,368	2,062,067	2,111,812	2,162,620	2,214,503	2,267,478	2,321,557

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 71.

Proyecto con rentabilidad económica, a un precio del Cu de 6 342,90 US\$/TM

Tasa de Interés	15.00%
Inversión Inicial	-6,284,245

VAN	4,376,509
TIR	29.06%
B/C	1.7
PAY BACK	4.05
	4 AÑOS 1 MESES

	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Flujo de fondos netos económicos	-6,284,245	1,785,046	1,828,739	1,873,402	1,919,051	1,965,701	2,013,368	2,062,067	2,111,812	2,162,620	2,214,503	2,267,478	2,321,557
Flujos Netos Descontados	-6,284,245	1,552,214	1,382,789	1,231,792	1,097,223	977,301	870,434	775,207	690,355	614,751	547,391	487,379	433,916
Flujos Netos Acumulados	-4,732,031												

Fuente: Elaboración propia

Valor actual neto (VAN). Con los datos de la tabla 43 de flujo de fondos económicos se puede determinar que el valor actual neto será de US\$ 4 376 500,00, teniendo en cuenta una inversión inicial de US\$ 6 284 245,00.

Tasa interna de retorno (TIR). La TIR de la inversión inicial de US\$ 6 284 245,00 será de 29,06 % anual. Por lo tanto, el porcentaje de rentabilidad promedio que genera el proyecto es de 29,06 %, el cual es mayor a la tasa de descuento anual de 15 % que es el mínimo requerido para el mismo.

Beneficio / Costo (B/C). La relación beneficio costo, solo debe usarse cuando se necesita determinar si un proyecto se debe realizar o no.

No es conveniente para comparar proyectos porque su magnitud absoluta puede ser engañosa.

$$B = \text{Ingresos actualizados} = \sum_{i=1}^n \frac{B_i}{(1+K)^i}$$

$$C = \text{Costos actualizados} = \sum_{i=1}^n \frac{C_i}{(1+K)^i}$$

Los costos consideran la inversión inicial.

Si el índice resulta B/C>1, el proyecto es considerado rentable.

Según los ingresos del proyecto para una duración de 12 años (Beneficio) comparados con el costo de inversión (Costo) será de 1,7, por lo tanto, según el resultado de este indicador el proyecto es considerado rentable.

4.7.5 Período de recuperación del capital (Pay back)

Un mejor proyecto, es considerado aquel el que la inversión se recupera rápidamente; sin embargo, no es recomendable su uso en esta investigación debido a que no toma en cuenta los resultados después de la época de recuperación de la inversión del proyecto, Clemente L. (2009), El periodo de retorno de capital calcula la cantidad de años necesarios para obtener el retorno de la inversión realizada en el proyecto. Para ello, se realiza la suma de los flujos de fondos positivos en los diversos periodos hasta igualar la cantidad de dinero invertido, generalmente los flujos varían cada año. Por ello se procede acumulando sucesivamente los flujos de fondos positivos según el año de producción. Con ello se logrará identificar el año de retorno, siendo este cuando el flujo de fondos acumulados es igual a la inversión inicial, esta es de US\$ 6 284 245,00

será recuperada al cabo del término de un periodo de tiempo de 4,05 años (4 años 1 mes).

Indicadores económicos del proyecto. Teniendo en cuenta los resultados de lo siguiente:

- VAN mayor a 0
- TIR mayor al 15 % anual
- B/C mayor que 1
- Pay back menor a 12 años

Se determina que el proyecto es rentable y viable económicamente, y es recomendable su puesta en marcha de manera inmediata.

4.8 Sostenibilidad del proyecto

Según la definición de proyecto sostenible, definiremos que el proyecto está en base a un conjunto de acciones correctamente planificadas, las cuales actúan en armonía con el medio social y natural, con el objeto de alcanzar mejoras permanentes en la calidad de vida de la población de Toctopata, se debe cumplir ciertos principios básicos que encierran este concepto:

- Protección del medio ambiente.
- Crecimiento económico.
- Equidad social.

4.8.1 Sostenibilidad económica

En el inicio y continuidad del proyecto se deberá analizar y ajustar los diferentes escenarios económicos, uno de los más relevantes es la variabilidad de los precios de los minerales y los costos operativos debido a la actualidad social y económica del país y del mundo, los cuales deben analizarse en otro contexto.

4.8.2 Demostración de hipótesis específica 3.

Con la determinación de la calidad del macizo y las características geométricas del depósito mineral, nos permite implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas, respecto a la calidad del macizo rocoso el resultado es una roca arenisca de calidad regular con RMR promedio de caja techo es de 57.83, el RMR promedio de caja piso es de 57.83 y el RMR promedio de la mena es 39.5, las características geométricas del

depósito mineral indican que tiene una potencia promedio de seis progresivas evaluadas en el tajo Carmelita, es de veta de 1,60 m con un buzamiento de 66° se encuentra en una profundidad de 400,00 m. aproximadamente, el esfuerzo vertical promedio en esa profundidad es de 10,77 en la zona de mena el esfuerzo vertical de 10,33, la calificación del método de explotación sin corrección con K de acuerdo a la escala numérica de Nicholas es 35 puntos, que corresponde a Cut and fill stoping ubicándose en un segundo lugar de toda la calificación, en el ranking corregido con el factor k ha alcanzado un puntaje de 21,31 de manera similar se ubica también en el segundo con lo que se demuestra que es una roca de calidad regular y que las características geométricas del depósito mineral permiten implementar el método de minado mediante la escala numérica de Nicholas, con lo resultados obtenidos se acepta la hipótesis planteada.

4.9 Discusiones

Según Villalta R. (2018) La mina San Cristóbal se encuentra en plena producción con miras de incrementar su producción, se plantea proponer otro método diferente al método de corte y relleno ascendente; el tipo de roca es ígnea filita Excélsior con RCU de 62.15 MPa, la RCU (filita cloritizada) es 61.41 MPa, La resistencia compresiva uniaxial método no destructivo (esclerómetro), RCU de roca es 72.06 MPa y la RCU de mena es 94.19 MPa, el dominio estructural del macizo rocoso está constituido por 04 familias de discontinuidades, la roca es Filita Excélsior, con RMR corregido de 54, Tipo de roca III, de calidad Regular o media en Nivel 920-1020, SN 308-2, el RMR de caja techo y piso es 47 y el RMR de mena es 41 evaluados en siete sub niveles, la geometría del depósito mineral es tipo irregular, el ancho de la veta es de 3.017 m y el ancho de minado 3.08 a 4.00 m con variaciones significativas presentado potencias de 2.85 m hasta 3.00 m, de acuerdo a la evaluación realizada se observa un incremento en la potencia hacia la profundización, con buzamiento máximo de 75° SE Y buzamiento mínimo de 59° SE, dirección de Buzamiento máximo 142. Para Villalta R. (2018), como resultado de la selección del método de explotación ha sido corte y relleno ascendente, en vista que actualmente el método de explotación es corte y relleno ascendente en sus diferentes niveles y zonas, sin embargo, el objetivo de la investigación ha sido proponer el método de explotación por taladros largos entonces; de acuerdo al ranking como segunda opción ha sido taladros largos, la calificación ha sido satisfactoria con la propuesta del método de explotación de taladros largos.

La mina Toctopata es un proyecto nuevo en el marco de la nueva ley general de minería DS. 014 -92. y sus modificatorias, cuyo titular es la Compañía Minera Caravelí S.A.C.; el tipo de roca en el tajo Carmelita es arenisca roca sedimentaria, la potencia de la veta es mucho menor investigado por Villalta R (2018), solamente llega a un promedio de 1,60 m, mientras en Mina San Cristóbal la potencia de la veta es doble alrededor de 3,00 m, en mina Toctopata el buzamiento de la veta es 66° que al mismo representa el buzamiento del tajo Carmelita, el RMR promedio de caja techo es 57,83, el RMR promedio de caja piso es similar 57,83, el RMR de la mena es 39,5 la resistencia compresiva Uniaxial de arenisca es de 75,8 MPa y de la mena (veta) es 89,123 MPa, el promedio de Índice Q de la arenisca de la caja techo es 4,795 la caja piso también posee un Q de 4,795, el GSI de caja techo y piso es 57,38 y el GSI de mena es 55,7, el tipo de sostenimiento ha sido propuesto con el RMR de Bieniawski 1989, como resultado de la evaluación de la geometría del depósito mineral la primera alternativa ha sido método de explotación a cielo abierto para el caso del tajo carmelita de mina Toctopata y la segunda opción ha sido el método de explotación de corte y relleno ascendente, se descarta la primera opción por la profundidad del depósito mineral a una distancia de 400 m debajo de la superficie y se toma la segunda opción de corte y relleno ascendente

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

Conclusiones específicas.

- De acuerdo a los resultados geomecánicos haciendo un análisis en la tabla geomecánica el tajo Carmelita es un depósito mineral de cobre de vetas angostas, la dirección N 70° W, con Bz de 66° SW, tiene RMR promedio de caja techo es 57,83, el RMR promedio de caja piso es similar 57,83, el RMR de la mena es 39,5 la resistencia compresiva Uniaxial de arenisca es de 75,8 MPa y de la mena (veta) es 89,123 MPa, el promedio de Índice Q de la arenisca de la caja techo es 4,795 la caja piso también posee un Q de 4,795, el GSI de caja techo y piso es 57,38 y el GSI de mena es 55,7, La calidad del macizo rocoso es regular, el soporte es con Split set de cinco pies de longitud de acuerdo al índice Q y GSI.

- Según análisis del presente estudio, las características de la geometría estructural del depósito mineral es de forma irregular, potencia baja con promedio de 1,60 m., con una inclinación vertical de 66° promedio a una profundidad de 400 m aproximadamente, la distribución de leyes es gradual; Las características del mineral muestran una resistencia de roca intacta sobre presión litóstica es moderado con un valor de 10,77, el número de estructuras es ancho, la condición de estructuras muestra fractura limpia y superficies ásperas; las características de caja techo (colgante) y de caja piso (yacente), especificado para cada método de explotación.

- Se determinó según estudio que la clasificación geomecánica se tiene que la calidad del macizo rocoso es regular con RMR promedio de caja techo de 57.83, RMR promedio de caja piso de 57.83 y el RMR promedio de la mena es 39.5, las características geométricas del depósito mineral indican potencia de veta de 1,60 m con un buzamiento de 66°, profundidad de 400,00 m, el esfuerzo vertical promedio en esa profundidad es de 10,77 en la zona de mena el esfuerzo vertical de 10,33 la calificación en el ranking corregido con el factor k ha alcanzado un puntaje de 21,31, la calidad regular y características geométricas del depósito mineral permiten implementar el método de minado de corte y relleno ascendente, conforme la evaluación económica, la ley de corte será: 0,346 % Cu/TM, el pay back de US\$ 6 284 245,00 será recuperada al cabo del término de un periodo de tiempo de 4,05 años (4 años 1 mes), Según los ingresos del proyecto para una duración de 12 años (Beneficio) comparados con el costo de inversión (Costo) será de 1,7, por lo tanto, según el resultado de este indicador el proyecto es considerado rentable.
- De acuerdo a todo lo dicho, según los resultados geomecánicos se implementará el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas

RECOMENDACIONES

- Se recomienda continuar con las exploraciones considerando que es un proyecto nuevo que requiere tener conocimientos más certeros respecto a sus reservas minerales probadas y probables.
- Se recomienda la aplicación de soporte activo o pasivo conforme las normas legales vigentes para evitar desprendimiento de rocas del techo de la excavación en toda la infraestructura minera considerando la fiscalización pertinente de OSINERMINING.
- Se recomienda realizar el seguimiento a las exploraciones para evaluar las reservas minerales probadas y probables.
- Evaluar en forma permanente conforme el programa de avance en el ciclo de operaciones con el mapeo geomecánico mediante las clasificaciones geomecánicas más conocidas de ser necesario evaluar la calidad del macizo rocoso mediante la clasificación geomecánica RMI de Palstrom y el MRMR de Laubscher.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ANDA, L. Contabilidad de costos. Instituto Politécnico Nacional, 2005.
- ARIAS F, El proyecto de investigación: guía para su elaboración. 1999. Caracas Venezuela Editorial episteme. ISBN 980-07-3868-1,
- BARTON, N.R., LIEN, R. AND LUNDE, J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mech. 1974, 6 (4), 189-239
- BELANDRIA N., BONGIORNO F. Geotecnia aplicada. Facultad de Ingeniería, Escuela de geología, Universidad los Andes – Mérida Venezuela 2012.
- BIENIAWSKI, Z.T. Rock mass classification in rock engineering. In Exploration for rock engineering, proc. of the symp. (ed. Z.T. Bieniawski) 1976, 1, 97-106. Cape Town: Balkema
- BIENIAWSKI, Z.T. Engineering rock mass classifications. New York: Wiley. 1989.
- BUSTAMANTE M, A. Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas Mina Huanzalá –Cía. Minera Santa Luisa S.A. Tesis (Grado de Maestro en ciencias con mención en Seguridad y Salud Minera). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica. 2008
- BARTON, N., GRIMSTAD, E. Rock mass conditions dictate choice between NMT and NATM. Tunnels & Tunnelling International. 1994. 26 (10): 39-42
- BUSTILLO, M. Y LOPEZ JIMENO, C. Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones mineras. 1997. Madrid, España: Graficas Arias Montano,
- CABALLERO, C. Mecánica de Rocas Texto Universitario de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión-Cerro de Pasco-Perú. 1998
- CHAMBI, A. Proyecto de explotación de la veta La Picada por el método Corte y Relleno ascendente Empresa Minera Aurífera Estrella Caraveli - Arequipa. 2014 Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- CALDERON, G. Explotación de Minas. 1982.
- CHAMBERGO, I. Sistema de costos. 2011. Lima: Universidad Inca Garcilaso de la Vega,
- CHAMBI, G. Evaluación técnica y económica de los métodos de explotación corte y relleno mecanizado y sublevel stopping en la unidad minera Pallancata para una óptima selección de minado. 2014. Tesis (Título Ingeniero de Minas) Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- CLEMENTE, L. Análisis de costos de operación en minería subterránea y evaluación de proyectos mineros. 2009. Huancayo - Perú: Edición Gráfica.

- CARHUAMACA, G. Evaluación y optimización del sostenimiento con cimbras en minería subterránea. 2009. Tesis (Título Profesional de Ingeniero de Minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica, Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas. Lima-Perú.
- CARRASCO, S. Metodología de investigación científica, Pautas metodológicas para diseñar y evaluar el proyecto de investigación. 2009. Lima: Editorial San Marcos ISBN 9972,34-242-5
- CÓRDOVA, D. Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable. 2008, Tesis (Grado de Maestro en Ciencias Con Mención en Ingeniería de Minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas.
- CONTRERAS DE LA CRUZ, H. Influencia del método de explotación en la optimización de la producción al reemplazar el Open Stopping por Corte y Relleno ascendente en la veta Consuelo de Poderosa-La Libertad. 2019. Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo, Facultad de Ingeniería, Departamento de Ingeniería de Minas y Metalúrgica, Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas.
- CONCHA, A. Explotación de vetas angostas mediante los métodos de circado - Corte y relleno ascendente de la Veta María Elena - Unidad Minera EUREKA. Cía. Minera Chaparra. 2014. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- CUEVA, D. y ROJAS K. Propuesta técnica de aplicación del método de explotación Longwall Mining en la mina Piñipata – Bambamarca. 2018. Tesis (Título Ingeniero de Minas) Cajamarca: Universidad Privada del Norte.
- DEL RIO, F. Comercialización de Minerales. Lima, Perú: Lirio, 2005.
- DEERE, D.U. Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes, Rock Mech. Eng. Geol., 1. 1963.
- DOUGLAS G.A. "Practical Statistics for Medical Research", First edition 1991 reprinted 1992, Published by Chapman & Hall, London
- EVARISTO, G.. Método de minado corte y relleno. 2009. México: Universidad Nacional Autónoma de México.
- FERRER, M. Y GONZÁLEZ DE VALLEJO, L. Manual de campo para la descripción y caracterización de macizos rocosos en afloramientos. IGME. 1999.
- GONZÁLEZ DE VALLEJO, L. Ingeniería Geológica. Prentice Hall. Madrid. 2002. 715 pp.

- HUAYNALAYA M. Implementación del método de explotación sublevel stoping en el cuerpo Santa Rosa de Minera. 2019. Tesis (Título Profesional de Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Continental
- HERNÁNDEZ, FERNANDEZ y BAPTISTA Metodología de la Investigación. 2006. México D.F. Mc Graw Hill.
- HOEK, E., C. CARRANZA-TORRES y CORKUM B. HOEK-BROWN failure criterion – 2002 Edition.2002
- HOEK, E. y BROWN, E. Excavaciones subterráneas en roca. 1985. Mc Graw Hill,
- HUANCAHUARI F. La prevención de los riesgos ocupacionales mineros como responsabilidad de la Empresa. 2009 Tesis (Doctor en Derecho), Lima Universidad Nacional Mayor de San Marcos
- HURTADO I. y TORO J. Paradigmas y métodos de investigación en tiempos de cambio. 2005. Carabobo – Venezuela. Episteme Consultores Asociados C.A.
- HUDSON, J. A. Rock mechanics principles in engineering practice. Butterworths. Ciria. London. 1989
- ISRM. Suggested methods for rock characterization, testing and monitoring. ISRM Suggested methods. Ed. E.T. Brown. Pergamon Press. 1981.
- JUSTO K. y Saldaña M. Análisis técnico económico de la veta Bomboncito para determinar el método óptimo de minado en la U.E.A Heraldos Negros, Cía. Minera San Valentín S.A. – Huancavelica. Tesis (Título Profesional de Ingeniero de Minas). Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica
- LAURA, H. Implementación del método corte y relleno ascendente semimecanizado para mejorar la productividad en Mina Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. , 2005. Tesis (Título Profesional de Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- LAURA E. Selección del método de explotación para la optimización del minado en el tajeo 493 en la Cía. Minera Caudalosa, U.E.A. Huachocolpa Uno. 2014. Tesis (Título Profesional de Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú
- LOAIZA E, ZARATE H Y GALLOSO A. Mineralización y Explotación Minera Artesanal en la Costa Sur Media del Perú. Lima, 2008. Perú: Institución Geocientífica al Servicio del país.
- LAUFFER, H. (1958). Gebirgsklassifizierung fur den Stollenbau. Geol. Bauwesen. Support needs compared at the Svartisen Road Tunnel. 24 (1), 46-51.1958.

- . LOPEZ, G. Sostenimiento con pernos tipo Fore Pilling en la mina Pallca-CIA Minera Santa Luisa. 2009. Tesis (pregrado). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería
- LÓPEZ, C, LÓPEZ F. y GEANCARLO A. Ingeniería de Túneles. Madrid – España. Entorno Grafico. 1998.
- MAMANI, F. Mecánica de rocas texto guía de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, Perú. 2015, 2017
- MAMANI, F. Diseño de excavaciones y obras complementarias texto guía de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, Perú. 2015, 2017
- MAMANI F. Mapeo geomecánico y geotécnico texto guía de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, Perú. 2015, 2017
- NICHOLAS, D. Method selection numerical approach” Design and operation of caving and sublevel stoping mines. New York: SME-AIME, 1981.
- NICHOLAS, D. E. “Selection Procedure”, SME Mining Engineering Handbook, Chap. 23.4, Vol. 2, H. L. Hartman, ed., Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Littleton, Colorado, pp. 2095-20. 1992.
- OSINERMING, Organismo Supervisor de Inversión en Energía y Minería guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción supervisión y cierre de labores subterráneas, depósito legal B.N.P.N°2017-05838 Lima Perú, 2017.
- ORTIZ, J. Texto académico, Apuntes del curso de explotación de minas de la Universidad de Chile, Facultad de ciencias Físicas y Matemáticas, departamento de Ingeniería de Minas Santiago de Chile. 2010.
- RAMIREZ, O. y ALEJANO, L. Mecánica de rocas. Fundamentos e ingeniería de taludes, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de la Universidad Politécnica de Madrid. España. 2004.
- RODRÍGUEZ, M. Y RODRÍGUEZ, R. Teoría y diseño de la investigación científica, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima - Perú. 1986.
- RAMIREZ, I. Sostenibilidad de la explotación de recursos mineros. Colombia, Universidad Nacional de Colombia, 2008.
- RODRÍGUEZ, G. Selección del método de minado según Nicholas Centro geotécnico internacional, (CGI), Lima Perú. 2016.
- ROJAS, E. Geomecánica aplicada a la seguridad operativa de la Concesión minero artesanal Torniquete 4- CIRCA, Abancay, Apurímac-2015.” De la universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, 2015. Disponible en:

- https://www.academia.edu/15333705/_GEOMECA%81NICA_APLICADA_A_LA_SEGURIDAD_OPERATIVA_DE_LA_CONCESION_MINERO_ARTESANAL_TORNIQUETE_4_CIRCA_ABANCAY_APURIMAC_2015_
- SALHUA, R. Alternativas de selección cuantitativa para el método de explotación de la mina Torrecillas – Cía. Minera Mundo Minerales. 2010. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa:: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- SUCASACA, D. Incremento de la producción del mineral en los tajeos Carlota y San José mediante el método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado en la Minera Arirahua S.A. – Arequipa. 2019. Tesis (Pregrado). Puno: Universidad Nacional del Altiplano
- SÁNCHEZ, C. y REYES, C. Metodología y diseño en la investigación científica, p 120 Lima-Perú. 1986.
- SNMPE. Comité de Seguridad Industrial, Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas por lograr una minería segura, Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía .Lima-Perú.2004, 2005.
- VILLALTA, R. Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la Unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcán S.A.A. 2018. Tesis (Título Profesional de Ingeniero de Minas). Puno: a Universidad Nacional del Altiplano.
- ZAVALA, A. Proyecto de investigación científica, editorial San Marcos- Lima – Perú. 1999

LINKOGRAFÍA

- <https://centrogeotecnico.com/blog-geotecnia-geomecanica/seleccion-del-método-de-minado-según-nicholas.html>
- <https://centrogeotecnico.com/mt-content/uploads/2017/09/tesina-tsd-diplomado-de-geomecanica-rodriigo-andres-zelada-bacigalupo.pdf>
- <https://vdocuments.mx/download/clasificacion-geomecanica-y-dips>
- <https://vdocuments.mx/jm20100225-geomecanica-rosaura.html>
- <https://vdocuments.mx/download/clasificacion-geomecanica-563e365ebe480>
- <https://vdocuments.mx/tabla-geomecanica-chacua-pptx.html>
- <https://vdocuments.mx/download/sostenimiento-y-geomecanica1>
- <https://vdocuments.mx/31-introduccion-a-la-geomecanica-y-geotecnia.html>
- https://www.academia.edu/36978619/MI57E_Explotaci%C3%B3n_de_Minas_M%C3%89_TODOS_DE_EXPLORACI%C3%93N_SELECCI%C3%93N_DE_M%C3%89TODO?email_work_card=view-paper
- https://www.academia.edu/40094427/VOLUMEN_DE_MATERIAL_PARA_CORTE_Y_RELLENO_DE_PLATAFORMAS
- https://www.academia.edu/35820058/Metodo_por_corte_y_relleno
- https://www.academia.edu/35562282/MI57E_Explotaci%C3%B3n_de_Minas_M%C3%89_TODOS_DE_EXPLORACI%C3%93N_SELECCI%C3%93N_DE_M%C3%89TODO
- https://www.academia.edu/11204405/METODOS_DE_EXPLORACION
- https://www.academia.edu/19211807/Apunte_METODOS_DE_EXPLORACION
- https://www.academia.edu/30091343/UNIVERSIDAD_DE_CHILE_FACULTAD_DE_CIENCIAS_F%C3%8DSICAS_Y_MATEM%C3%81TICAS_DEPARTAMENTO_DE_INGENIER%C3%8DA_DE_MINAS_APUNTES_DE_CURSO_DE_EXPLORACI%C3%93N_DE_MINAS
- https://www.academia.edu/32613980/PEP_1_M%C3%A9todos_de_Explotaci%C3%B3n_
- https://www.academia.edu/39601667/DICCIONARIO_DE_MINER%C3%8DA_INGL%C3%89S_ESPA%C3%91OL_INGL%C3%89S_MINING_DICTIONARY
- https://www.academia.edu/11535744/Diccionario_de_Miner%C3%81a
- https://www.academia.edu/39374428/UNIVERSIDAD_DE_CHILE_FACULTAD_DE_CIENCIAS_F%C3%8DSICAS_Y_MATEM%C3%81TICAS_DEPARTAMENTO_DE_INGENIER%C3%8DA_DE_MINAS
- https://www.academia.edu/19211807/Apunte_METODOS_DE_EXPLORACION

ANEXOS

**Anexo 1
Tablas**

Tabla 72.
Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	METODOLOGÍA
<p>1. Pregunta General ¿De qué manera se puede implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas?</p> <p>2. Preguntas Específicas ¿Cómo se puede determinar la calidad del macizo rocoso mediante las clasificaciones geomecánicas para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas? ¿De qué manera se puede determinar las características geométricas del depósito mineral mediante la evaluación de geometría estructural y características mecánicas del yacimiento para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas? ¿De qué manera se puede implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas?</p>	<p>1. Objetivo general Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.</p> <p>2. Objetivos Específicos Determinar la calidad del macizo rocoso mediante las clasificaciones geomecánicas para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.</p> <p>Determinar las características geométricas del depósito mineral mediante la evaluación de geometría estructural y características mecánicas del yacimiento para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas</p> <p>Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas</p>	<p>1.-Hipótesis General: Con la determinación de la calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral se logra implementar el método de explotación corte y relleno ascendente considerando en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas.</p> <p>2.-Hipótesis Específicas Mediante las clasificaciones geomecánicas se logra determinar la calidad del macizo rocoso para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas</p> <p>Mediante la evaluación de geometría estructural y características mecánicas del yacimiento se logra determinar las características geométricas del depósito mineral para implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas La calidad del macizo rocoso y características geométricas del depósito mineral nos permite Implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas</p> <p>Variable independiente La Calidad del macizo rocoso mediante la evaluación geomecánica y características geométricas del tajo Carmelita de la mina Toctopata Compañía Minera Caravelí S.A.C</p> <p>Variable dependiente Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente en tajo Carmelita de la mina Toctopata,</p>	<p>1.Tipo de Investigación Descriptiva y aplicativo</p> <p>2.Nivel de Investigación Descriptivo explicativo</p> <p>3.Población. Datos de mapeo geomecanico</p> <p>Datos de campo, laboratorio y pos proceso</p> <p>4.Muestra: La muestra es igual a la población (se ha evaluado todas las muestras en una progresiva</p> <p>5. Técnicas Recolección de datos del campo Sistematización de mediciones Análisis de resultados Formulación de base de datos Modelamiento con software DIPS</p> <p>6. Presentación del trabajo de investigación</p> <p>Presentación Corrección Exposición</p>

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 73.*Inversión fija directa - Mina*

Descripción	Cantidad	Precio unitario	US\$
Labores mineras:			
Ensanche de galerías	Glb	1 800,00	1 800,00
Preparación	Glb	7 700,00	7 700,00
Exploración y desarrollo	Glb	1 0 000,00	1 0 000,00
Maquinaria y equipos:			
Compresora estacionaria del 600 CFM Ventilador axial (Aire de mina)	1	22 000,00	22 000,00
	1	10 600,00	10 600,00
Máquinas perforadoras	1	4 000,00	4 000,00
Jack-Leg	7	3 500,00	24 500,00
Stopper	5	2 800,00	14 000,00
Cargador de lámparas	12	40,00	480,00
Carros mineros Z-20	8	400	3 200,00
Materiales y herramientas			
Tubería Ø 2" PVC	300 m	4,56	1 370,00
Tubería Ø 3" PVC	250 m	6,00	1 500,00
Tubería Ø 3" F°G°	80 m		420,00
Mangueras de jebe Ø ½"	200 m	7,00	1 400,00
Mangueras de jebe Ø 1"	300 m	5,33	1 600,00
Juego de barrenos barras cónicas de 3' y 5'	10	95,00	950,00
TOTAL INVERSIÓN FIJA EN MINA (Para 1 tajo)			\$ 103 720,00
Para 09 tajos (15 TM / tajo) (03 tajos en producción, 03 tajos en limpieza y 03 tajos en relleno)			\$ 933 480,00

Fuente: Elaboración propia

Tabla 74.*Inversión en servicios generales*

Descripción	US \$
a. Casa de fuerza:	25 000,00
Grupo electrógeno más un tablero de 250 Kw	4 500,00
Depósito para petróleo de 125 Gls	10 200,00
b. Maestranza:	
Prensa mecánica, equipo de soldadura, esmeril, fragua, afilador de barrenos, llaves (mixtas).	3 600,00
c. Carpintería:	
Sierra y herramientas.	
d. Taller eléctrico:	
Instrumentos (Ohmímetro, voltímetro, megahómetro, multítester).	2 000,00
e. Comunicaciones.	
Radio transmisor y receptor	
f. Vehículos:	
Camión de servicios	2 000,00
Camioneta doble cabina	84 000,00
g. Mobiliario:	
Para oficina: sillas, escritorios, archivos, calculadora, computadoras, impresora.	25 000,00
Trabajadores: camarotes, colchones, colchas y otros.	15 000,00
	2 400,00
TOTAL INVERSIÓN EN SERVICIOS GENERALES	\$ 173 700,00

Fuente: Propia

Tabla 75.

Pruebas geoquímicas.

Pág.: 1/1



K.W. QUIMICA GERMANA S.A.C.
 Calle Las Fábricas Mz. B, Lote 20A, Urb. La Villa - Chorrillos
 Teléfono : 251-0442 / 251-0443 - RPL: 984297625

INFORME DE ENSAYO
KW 2937A / 2018

Fecha : 12 / 10 / 2018
 Cliente : **SAVAR AGENTES DE ADUANA S.A**
 Referencia : COT KW 1402 / 2018
 Material : MINERAL Orden de Trabajo : KW 2054 / 2018
 Cantidad de Muestra(s) : 08 Cerrados Abiertos

Nro. LAB	CLIENTE	Cu %	Ag Onz/T.C
KW 6654	Car - 02	30.69	2.9831
KW 6655	Car - 03	4.65	*****
KW 6656	Car - 04	2.25	*****
KW 6657	Car - 05	8.44	*****
KW 6658	Car - 06	1.78	*****
KW 6659	Car - 07	6.95	*****




K.W. QUIMICA GERMANA S.A.C.

UKAS
ART. 180001



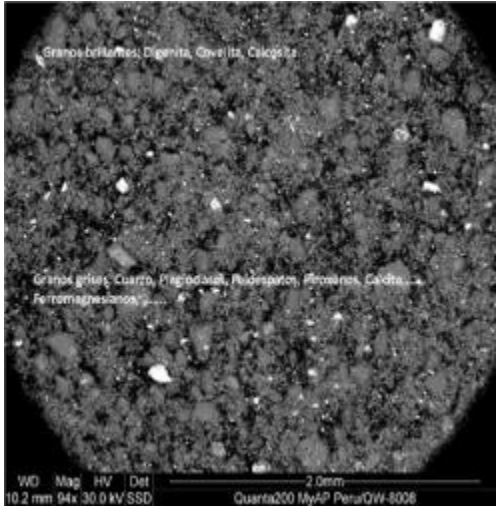
* La identificación y toma de muestra (s) es responsabilidad del cliente.
 * Este informe no podrá ser reproducido sin autorización de K.W. QUIMICA GERMANA S.A.C.
 * Los resultados solo corresponden a la muestra indicada.
 * Los remanentes de las muestras se guardarán por un periodo de 3 meses.
 R.L.S.C. 2051656677

E-mail: kwquimica@speedy.com.pe / kwgermana@dnrc.com.pe / docermana@dnrc.com.pe
 www.kwquimicagermana.com

Fuente: K.W. Química Germánica S.A.C.

Tabla 76.

Resultados de microscopía electrónica

<p>COMPUESTOS MAYORES</p> <ul style="list-style-type: none"> • Cuarzo : 48 % • Plagioclasas : 15 % • Calcita : 10 % • Biotita : 10 % <p>COMPUESTOS MENORES</p> <ul style="list-style-type: none"> □ Feldespatos : 5 % □ Covelina : 3 % □ Digenita : 3 % □ Piroxeno : 2 % □ Calcosina : 1 % □ Óxidos de Fe : 1 % 	
<p>Nota: A 94 aumentos se aprecia una muestra muy irregular en cuanto a tamaños con la predominancia de finos; casi 95% de ganga, el cual analiza 23,81% de Si y 6,40% de Al, asimismo se observa granos brillantes de cobre secundario de Digenita, Covelina y Calcosina. Se muestra el análisis por MEB total, que reporta 5,1% de Cu y 1,8% de S.</p>	

- La composición mineralógica del mineral KW 8008 es:
 - Cuarzo 48%
 - Plagioclasas 15%
 - Calcita 10%
 - Biotita 10%
 - Feldespatos 5%
 - Covelina 3%
 - Digenita 3%
 - Piroxeno (2%), Calcosina (1%), Óxidos de Fe (1%)
- Los carbonatos encontrados fueron de calcio (Ca) y estroncio (Sr), no se detectó carbonatos de cobre.
- El total de los aportes de cobre es de los sulfuros secundarios y de ellos, la Digenita (46%) es apreciada en casi todas las microfotos de MEB, en menor grado la Covelina y la Calcosina, los cuales pueden ser fácilmente recuperados por flotación, para el siguiente paso, para evitar la ruta pirometalúrgica; larga y costosa, una alternativa hidrometalurgia puede ser evaluada.

Anexo 2

Figuras



Figura 31: Perforación y voladura en vetas angostas tajo Carmelita, mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia



Figura 32: Resultado de voladura de vetas angostas tajo Carmelita mina Toctopata
Fuente. Elaboración propia

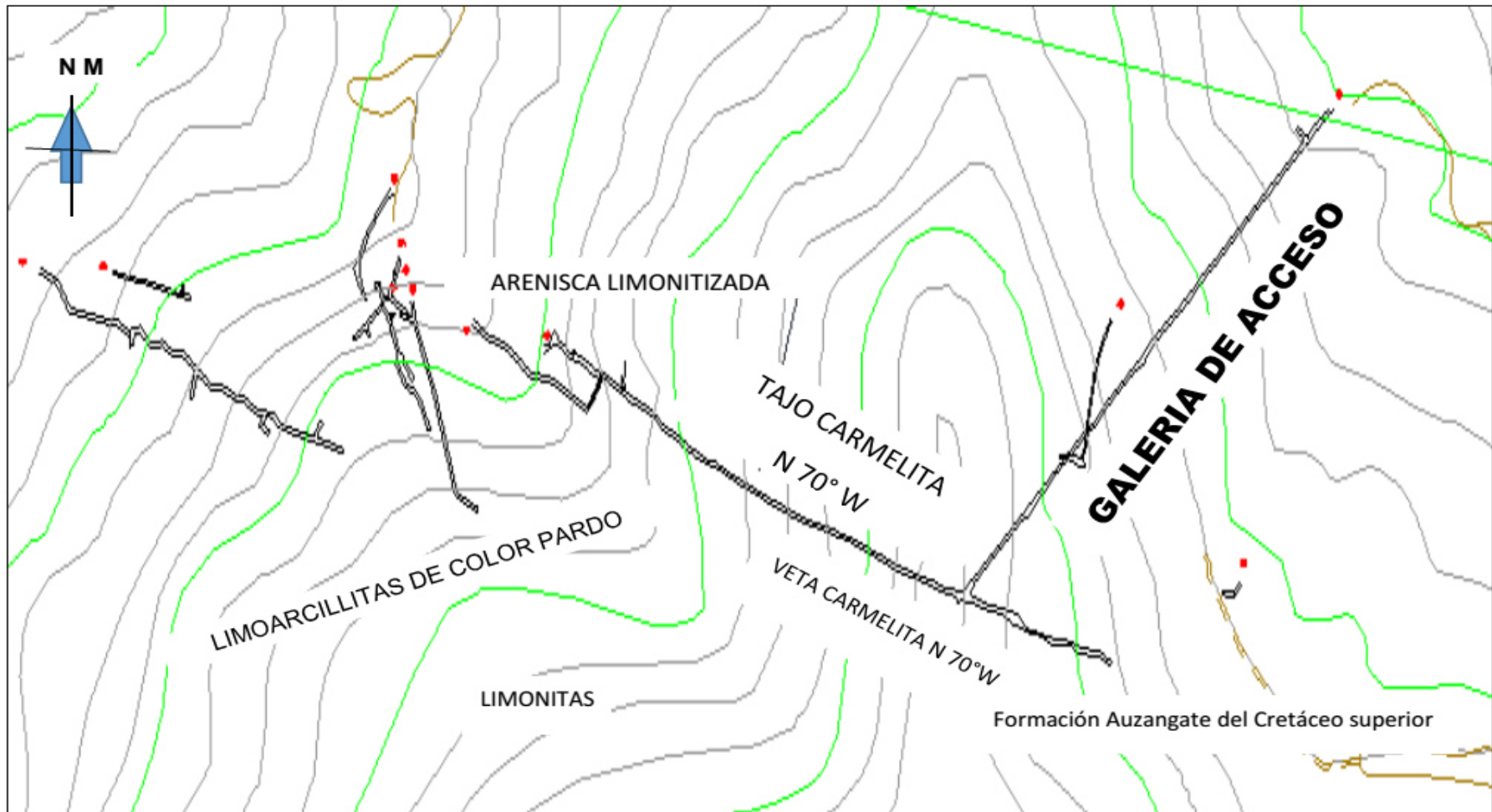


Figura 33: Plano de operaciones en mina Toctopata

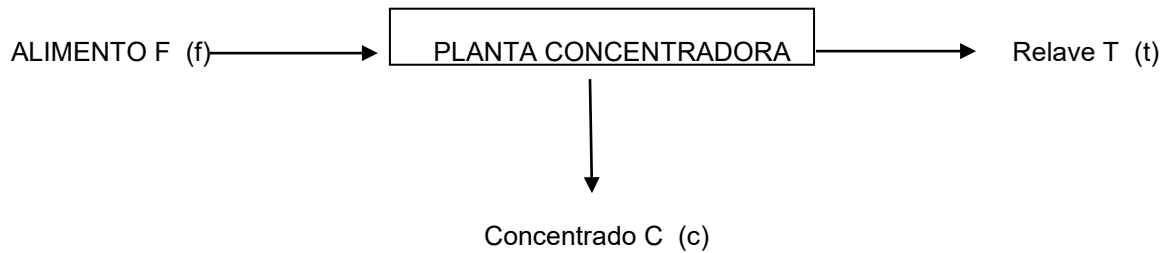
Fuente. Elaboración propia

Anexo 3

BALANCE METALÚRGICO DEL MINERAL DE TOCTOPATA

Se tiene mineral de Cu, de 270 a 280 TMH acumulado de la mina Toctopata la cual fue procesada en la planta concentradora, donde se obtuvo una recuperación del 93,43%

Según el esquema planteado de la planta concentradora



Para realizar el balance metalúrgico se hizo un muestreo en la Planta Concentradora, para obtener una muestra representativa tanto de Cabeza, Concentrado y Relave, sean analizados para su ensaye químico.

Aplicando fórmulas matemáticas para realizar el Balance Metalúrgico se tiene:

Razón de Concentración:

$$K = \frac{F}{C} = \frac{(c-t)}{(f-t)}$$

Donde:

K = Ratio de concentración

C = Ley de concentrado

T = Ley de relave

F = Ley concentrado

% de Recuperación: Es la parte de mineral valioso que se obtiene en el concentrado, contenido en el mineral de cabeza.

$$R = \frac{(f-t)}{(c-t)} \times \frac{c}{f} \times 100$$

Donde:

R = % de recuperación

F = Ley de mineral de cabeza

C = Ley de concentrado

T = Ley de relave.

Una vez realizado el muestreo en planta tanto de cabeza, concentrado y relave se obtuvieron estos ensayos químicos.

ENSAYES QUIMICOS DE LABORATORIO QUIMICO

	% Cu
Cabeza	4, 54
Concentrado	23, 68
Relave	0, 36

Toneladas métricas secas / día tratadas = 145,342 TMS/DIA

BALANCE METALÚRGICO

	TMS/D	LEY de Cu	Cont. Meta.	%R	RATIO
Cabeza	72,671	4,54	3,299		
Concentrado	13,026	23,68	3,085	93,49	5,58
Relave	59,645	0,36	0,215		

Según balance metalúrgico del mineral tratado de Toctopata tenemos una recuperación del 93,49%, esta recuperación puede variar según la ley de cabeza de mina.

Anexo 4



PERMISO DE AUTORIZACION

American Real Estate S.A.C, con RUC: 20554015604, domiciliaria en Av. Sesquicentenario Nro. 1596 C.P. Chumbao, Andahuaylas, Apurímac, Perú, empresa dedicada a la actividad de explotación de minas, canteras, procesamiento de minerales y comercialización.

Se autoriza al **Sr. Cesar Jose Buendía Meza**, identificado con **DNI. 29254289**, se le brinde toda la información requerida de la **Mina Toctopata**, con la finalidad para que pueda realizar su proyecto de tesis **"Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas"**. De la Universidad Continental Arequipa, para poder obtener el Grado Académico de Ingeniero de Minas.

Se expide el presente documento, de acuerdo a ley, para los fines que el interesado crea conveniente.

Andahuaylas 01, de octubre de 2020

Atentamente

Ing. Jerry López Tintaya
Gerente General

AMERICAN REAL ESTATE S.A.C

Av. Sesquicentenario Nro. 1596 C.P.
Chumbao, Andahuaylas, Apurímac.
Tlf. 956364103 / 973282614

Figura 34: Permiso de autorización
Fuente. Elaboración propia