

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**APLICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS PARA EL
DISEÑO DE CABLES CEMENTADOS EN LA COMPAÑÍA
MINERA ISCAYCRUZ, 2022.**

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

PRESENTADO POR:

Bach. CAMACHO GUTIÉRREZ, Anderson Hamedt

ASESOR:

Mg. GUTIÉRREZ PALOMINO, Roberto Juan

Ayacucho - Perú

2022



UNSCH

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 036-2022-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 150-2022-FIMGC-D**, siendo los diecisiete días del mes de mayo del 2022, a horas 8:00 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO** Jurado Asesor el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**APLICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS PARA EL DISEÑO DE CABLES CEMENTADOS EN LA COMPAÑÍA MINERA ISCAYCRUZ, 2022**”, sustentado por el Señor **Anderson Hamedt CAMACHO GUTIÉRREZ**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería Minas**.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16 (Dieciséis)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
GEOLOGÍA Y CIVIL

Dr. Efraín Elías Porras Flores
DECANO

Firmado digitalmente por Dr. Ing. Efraín Elías Porras Flores

Fecha: 2022.07.06
21:40:15 -09'00'



Ccatamayo

Firmado digitalmente por Mg. Ing. Ccatamayo Barrios Johnny Henry

Fecha: 2022.06.17
09:02:02 -05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado



Firmado digitalmente por Jaime Palomino Claudio

Fecha: 2022.07.01
08:26:32 -05'00'

Roberto J. Gutierrez Palomino

Firmado digitalmente por Mg. Ing. Roberto J. Gutierrez Palomino

MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO
Jurado

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO
Jurado - Asesor

Christian Lezama Cuellar

Firmado digitalmente por LEZAMA CUELLAR CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. Anderson Hamedt CAMACHO GUTIÉRREZ
Jurados (4)
Archivo

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel 066 312510
Anexo 151

DEDICATORIA

Quiero expresar mi gratitud a Dios, a mi familia y a mis hermanos por su apoyo emocional y económico en todo momento.

AGRADECIMIENTO

A mis queridos docentes de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga (UNSCH), quienes me brindaron los conocimientos y criterios necesarios para realizar trabajos en la industria minera.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNSCH por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

A la Compañía Minera Iscaycruz por haberme permitido realizar dentro de sus ambientes este trabajo de investigación.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice	iv
Índice de tablas	ix
Índice de figuras.....	xi
Resumen.....	xiv
Abstract.....	xv
Introducción	1

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
1.1. Descripción de la realidad problemática.....	2
1.2. Formulación del problema	3
1.2.1. Problema general.....	3
1.2.2. Problemas específicos	3
1.3. Objetivos.	3
1.3.1. Objetivo general	3
1.3.2. Objetivos específicos	3
1.4. Justificación.	3
1.5. Importancia.	4
1.6. Hipótesis.....	4
1.6.1. Hipótesis general.....	4
1.6.2. Hipótesis específica.....	4
1.7. Variables e indicadores	4
1.7.1. Variable dependiente.....	4
1.7.2. Variable independiente	5

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO	6
2.1. Datos de la unidad minera.....	6
2.1.1. Ubicación y accesos	6
2.1.2. Clima y vegetación.....	7

2.1.3. Geomorfología	8
2.1.4. Geología regional.....	8
2.1.5. Geología estructural	13
2.1.6. Geología local	14
2.1.7. Tipo de yacimiento.....	15
2.1.8. Aspectos estructurales del yacimiento	16
2.1.9. Paragénesis y secuencia de formación	18
2.1.10. Reservas	18
2.2. Antecedentes de la investigación	19
2.3. Bases teóricas	21
2.3.1. Parámetros geomecánicos	21
2.3.2. Diseño geomecánico del método de minado.....	25
2.3.3. Consideraciones geomecánicas	28
2.3.4. Sostenimiento de excavaciones.....	35
2.4. Marco conceptual.....	43

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	44
3.1. Tipo de investigación	44
3.2. Nivel de investigación.....	44
3.3. Diseño de investigación	44
3.4. Población.....	44
3.5. Muestra.....	45
3.6. Muestreo.....	45
3.7. Metodología	45
3.7.1. Recopilación de datos y planeación del trabajo de campo.....	45
3.7.2. Fase de campo	45
3.7.3. Fase posterior al trabajo de campo.....	45
3.8. Unidad de análisis	46
3.9. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	46
3.9.1. Observación	46
3.9.2. Registro de datos de campo	46
3.9.3. Análisis de datos	46

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL 47

4.1. Antecedentes del método de minado	47
4.1.1. Calidad del macizo rocoso	47
4.1.2. Métodos comparados	48
4.2. Método de explotación “subniveles en retirada bajo relleno consolidado”	48
4.2.1. Descripción del método	49
4.2.2. Ventajas.....	49
4.2.3. Desventajas	49
4.3. Etapas de producción de minado	52
4.3.1. Nivel de producción	52
4.3.2. Ciclos de operación.....	52
4.3.3. Perforación	52
4.3.4. Voladura.....	55
4.3.5. Acarreo y transporte.....	56
4.3.6. Relleno	58
4.3.7. Sostenimiento.....	63

CAPÍTULO V

ANÁLISIS DE DATOS 69

5.1. Estudio de parámetros geomecánicos	69
5.1.1. Generalidades.....	69
5.1.2. Objetivo del estudio	69
5.1.3. Metodología del trabajo	70
5.1.4. Reconocimiento geológico.....	70
5.1.5. Plan de mapeo geológico- geotécnico in situ.....	71
5.1.6. Determinación de dominios estructurales	71
5.2. Evaluación preliminar del macizo.....	73
5.2.1. Resistencia mecánica de la roca intacta	73
5.2.2. Propiedades de la roca intacta	75
5.3. Parámetros asociados a las discontinuidades	82
5.3.1. Orientación.....	82
5.3.2. Espaciamiento	84
5.3.3. Persistencia.....	86

5.3.4. Rugosidad.....	89
5.3.5. Apertura	89
5.3.6. Relleno	91
5.3.7. Influencias de agua.....	93
5.3.8. Agua subterránea.....	93
5.3.9. Números de familias	94
5.3.10. Tamaño de bloque	95
5.3.11. El RQD “Rock Quality Designation”	96
5.4. Tensiones del macizo rocoso	97
5.4.1. Estado de tensiones	97
5.4.2. Influencia del agua	99
5.5. Parámetro dimensional de la excavación	99
5.5.1. Espacio activo	99
5.5.2. Tamaño de la excavación	100
5.5.3. Profundidad de la excavación	100
5.6. Parámetros a las características operacionales.....	101
5.6.1. Influencia de la forma de la excavación y la relación de esfuerzo <i>in-situ</i>	101
5.6.2. Función de la excavación	102
5.6.3. Método de excavación	102
5.6.4. Durabilidad de una excavación	103
5.7. Clasificación del macizo rocoso	103
5.7.1. Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski	103
5.7.2. Clasificación según el sistema “Q”	105
5.7.3. Análisis de información en programas Dips, Unwedge y Fhases.....	109
5.8. Consideraciones de parámetros en el diseño de cable cementados	110
5.8.1. Introducción	110
5.8.2. Análisis de estabilidad	110
5.8.3. Condiciones geológicas.....	111
5.8.4. Mapeo de la estructura de la masa rocosa.....	112
5.9. Clasificación del macizo rocoso RMR e índice “Q”	116
5.9.1. Ensayos de la resistencia de la masa rocosa	116
5.9.2. Clasificación geomecánica RMR, “Q”	116
5.9.3. Determinación de las propiedades de la masa rocosa	117
5.10. Estimación de esfuerzos.....	117

5.10.1. Esfuerzos compresivos inducidos	118
5.11. Factor de esfuerzo en la roca.....	121
5.12. Factor de ajuste por orientación de discontinuidades	122
5.12.1. Discontinuidades críticas y el ajuste por orientación “B”.....	127
5.13. Ajuste por efecto de la gravedad.....	127
5.14. Número de estabilidad “N”	129
5.15. Radio hidráulico “S”	129
5.16. Secuencia de operación para cableado.....	131
5.16.1. Introducción	131
5.16.2. Diseño y disposición de taladros.....	132
5.16.3. Perforación de taladros para cableado	132
5.16.4. Equipos y accesorios de inyección.....	134
5.17. Aspectos relevantes en el diseño de sistemas de cableado	135
5.17.1. Diseño de disposición y longitud de cableado	136
5.18. Operación de instalación	138
5.18.1. Anclaje de cables	138
5.18.2. Configuración de cables.....	139
5.19. Lechada de cemento.....	140
5.19.1. Relación agua cemento	140
5.20. Métodos de instalación y colocación	141
5.20.1. Método de boca taponeada.....	141
5.20.2. Método de pre cargado.....	143
5.20.3. Método de lechada en el lugar	143
5.21. Adherencia y la cohesión	146
5.22. Comportamiento del cable instalado.....	147
5.23. Costo de cableado	148
CONCLUSIONES	151
RECOMENDACIONES	152
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	153

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Identificación de variables dependientes e independientes	5
Tabla 2. Producción diaria y mensual de mina Iscaycruz	52
Tabla 3. Características del Boomer H-104.....	53
Tabla 4. Características del jumbo modelo Simba H-281	53
Tabla 5. Descripción de la malla de perforación en desarrollos.....	53
Tabla 6. Descripción de la rampa	54
Tabla 7. Descripción de la malla de arranque	54
Tabla 8. Descripción de la perforación de taladros de producción	55
Tabla 9. Componentes principales.....	55
Tabla 10. Características de los explosivos	55
Tabla 11. Accesorios de voladura.....	56
Tabla 12. Cuadro de resumen	56
Tabla 13. Descripción de los scooptram de ST-1000 de 6.0	57
Tabla 14. Características de los camiones de bajo perfil.....	57
Tabla 15. Dosificación del concreto	61
Tabla 16. Control de resistencia de la muestra	62
Tabla 17. Componentes del Shotcrete	63
Tabla 18. Prueba de normalidad de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo.....	66
Tabla 19. Clasificación de la resistencia de la roca inalterada	74
Tabla 20. Parámetros mecánicos de los macizos rocosos	75
Tabla 21. Parámetros de resistencia del macizo rocoso	75
Tabla 22. Parámetros promedios elásticos estáticos de ensayos de laboratorio.....	75
Tabla 23. Resumen de métodos usados en delimitar discontinuidades.....	82
Tabla 24. Cuadro de clase.....	84
Tabla 25. Espaciamiento de discontinuidades	86
Tabla 26. Descripción de la terminología de apertura.....	91
Tabla 27. Intemperización	93
Tabla 28. Términos representativos de familia de juntas	95
Tabla 29. Términos descriptivos de bloques	95
Tabla 30. Valores de RQD y condición de roca	97
Tabla 31. Identificación de variables.....	104

Tabla 32.	Sistema de valoración de la masa rocosa-RMR	105
Tabla 33.	Rango de variación de los parámetros	106
Tabla 34.	Valores de ESR para el tipo y descripción de una excavación.....	106
Tabla 35.	Parámetros de resistencia de la roca intacta	116
Tabla 36.	Clasificación RMR del macizo rocoso	116
Tabla 37.	Propiedades de la masa rocosa	117
Tabla 38.	Cuadro de resumen	118
Tabla 39.	Relación de σ_c / σ_1	119
Tabla 40.	Factor de esfuerzo en la roca A	122
Tabla 41.	Ajuste por orientación de discontinuidades B	127
Tabla 42.	Factor de ajuste por efecto de la gravedad	128
Tabla 43.	Cálculo del número de estabilidad “N”	129
Tabla 44.	Radio Hidráulico para diferentes condiciones de estabilidad.....	129
Tabla 45.	Radio hidráulico Techo de Tajo	129
Tabla 46.	Radio hidráulico cajas de techo	130
Tabla 47.	Carta de disposición de cableado en galerías	133
Tabla 48.	Distribución de cableado hacia las cajas	133
Tabla 49.	Resistencia según la relación de agua/cemento	140

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Ubicación y acceso mina Iscaycruz.....	7
Figura 2. Geología superficial mina Iscaycruz	11
Figura 3. Columna estratigrafica del área de Iscaycruz	12
Figura 4. Sección generalizada del yacimiento de Iscaycruz	16
Figura 5. Reservas probadas y probables.....	19
Figura 6. Ejemplos de mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso para facilitar la comprensión del comportamiento del macizo rocoso	23
Figura 7. Tipos de excavaciones mineras subterráneas	27
Figura 8. La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad	29
Figura 9. Formas de las excavaciones.....	29
Figura 10. Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales.....	30
Figura 11. A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad	31
Figura 12. Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR.....	32
Figura 13. Secuencia de minado de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba.....	33
Figura 14. Secuencia de minado de norte a sur	33
Figura 15. Secuencia tipo damero en cuerpos masivos	34
Figura 16. Secuencia de minado en pirámide	34
Figura 17. Secuencia de minado de piso a techo	35
Figura 18. Características de pernos de anclaje	36
Figura 19. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos	37
Figura 20. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos	37
Figura 21. Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice	38
Figura 22. Características de los cables bolting.....	39
Figura 23. Tipos de cables bolting	39
Figura 24. Método Malkoski.....	40
Figura 25. Método de Boca Taponeada	40
Figura 26. Procedimiento de instalación de cables bolting.....	41
Figura 27. Secuencia típica de preparación Mina Iscaycruz.....	50
Figura 28. Método de minado y relleno consolidado Mina Iscaycruz.....	51

Figura 29. Planta de relleno consolidado mina Iscaycruz.....	60
Figura 30. Comportamiento del relleno	63
Figura 31. Distribución de pernos cementados Mina Iscaycruz	65
Figura 32. Influencia del tamaño de la muestra sobre la resistencia de la roca inalterada	74
Figura 33. Muestras representativas	77
Figura 34. Probeta rocosa de muestra cilíndrica.....	78
Figura 35. Probetas de discontinuidades.....	78
Figura 36. Prueba a la compresión puntual.....	79
Figura 37. Representación teso-deformación de la roca.....	80
Figura 38. Diagrama que indica el rumbo, buzamiento y dirección de buzamiento de tres planos orientados diferentemente	81
Figura 39. Representación esquemática de la influencia de la orientación	83
Figura 40. Persistencia.....	87
Figura 41. Esquemas de campo de discontinuidades complejas con relleno.....	88
Figura 42. Identificación de rugosidades	89
Figura 43. Diagramas que muestran las definiciones sugerida de la apertura.....	90
Figura 44. Discontinuidades simples con relleno	92
Figura 45. Perspectiva y diagramas de bloques	96
Figura 46. Estado de tensiones.....	99
Figura 47. Incremento de espacio activo	100
Figura 48. Constantes de A, B según las formas de excavación.....	102
Figura 49. Distribución de 160 polos salida Dips.....	112
Figura 50. Configuración de la concentración de polos	113
Figura 51. Representación de planos	113
Figura 52. Configuración de las concentraciones de polos.....	114
Figura 53. Contornos de concentración de polos.....	114
Figura 54. Presentación de planos mayores	115
Figura 55. Dirección favorable de labor	115
Figura 56. Dirección de esfuerzos máximos salida Phases.....	119
Figura 57. Curvas de esfuerzos máximos	120
Figura 58. Esfuerzo Mínimo	120
Figura 59. Curvas de Esfuerzos mínimos	121

Figura 60. Factor esfuerzo “A” en la roca	122
Figura 61. Representación de cuñas hacia el techo en tajo	123
Figura 62. Cuñas potencialmente inestables hacia las cajas del tajo	123
Figura 63. Cuña hacia el techo del acceso	124
Figura 64. Orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajo....	125
Figura 65. Orientación de juntas	126
Figura 66. Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos...	128
Figura 67. Disposición del cableado Iscaycruz.....	134
Figura 68. Bomba neumática y mezclador	135
Figura 69. Esquemas para orientaciones de cables	137
Figura 70. Longitud de cable según Potvin	138
Figura 71. Tipos de anclajes	138
Figura 72. Configuración de cables	139
Figura 73. Curvas de comportamiento del mortero	141
Figura 74. Método de boca taponeada	142
Figura 75. Método de pre cargado	144
Figura 76. Método de lechada en lugar.....	145
Figura 77. Variación de esfuerzos previo sostenimiento	147
Figura 78. Comportamiento de los elementos de refuerzo prueba de tensión	148
Figura 79. Costo comparativo de sostenimiento.....	150

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominando “APLICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECAÑICOS PARA EL DISEÑO DE CABLES CEMENTADOS EN LA COMPAÑÍA MINERA ISCAYCRUZ, 2022”, tuvo por finalidad explicar de qué manera influye la aplicación de parámetros geomecánicos en el diseño de cables cementados en la compañía minera Iscaycruz. Para lo cual, se empleó una metodología aplicativa de nivel explicativo. Considerando como población a la mina Iscaycruz, el muestro empleado para esta investigación es no probabilístico de tipo intencional. Los procedimientos de trabajo fueron la recolección de datos reales en el campo, efectuados por línea de detalles determinando datos precisos del tipo, Geológico, estructural y geotécnicos, asimismo se efectuarán pruebas de laboratorio a testigos extraídos por sondajes diamantinos. Así, se obtuvo las siguientes conclusiones: la implementación del sistema de refuerzo con cables cementados en accesos y cajas del tajeo involucra un incremento de costos de extracción por tonelada, pero también permite la disminución de los índices de seguridad reportados, evita pérdidas por problemas estructurales, y permite el incremento en las dimensiones del tajo que se puede lograr mayor tonelaje y rendimiento por tajo.

Palabras clave: Parámetros geomecánicos, Cables cementados, macizo rocoso.

ABSTRACT

The present research work entitled "APPLICATION OF GEOMECHANICAL PARAMETERS FOR THE DESIGN OF CEMENTED CABLES IN THE ISCAYCRUZ MINING COMPANY, 2022", had the purpose of explaining how the application of geomechanical parameters influences the design of cemented cables in the Iscaycruz mining company. For this purpose, an explanatory level application methodology was used. Considering the Iscaycruz mine as the population, the sample used for this research is non-probabilistic and intentional. The work procedures were the collection of real data in the field, carried out by line of detail, determining precise geological, structural and geotechnical data, as well as laboratory tests on cores extracted by diamond drilling. Thus, the following conclusions were obtained: the implementation of the reinforcement system with cemented cables in accesses and pit boxes involves an increase in extraction costs per ton, but also allows the decrease of the reported safety indexes, avoids losses due to structural problems, and allows the increase in the dimensions of the pit that can achieve higher tonnage and performance per pit.

Key words: Geomechanical parameters, Cemented cables, rock mass.

INTRODUCCIÓN

La tesis que se presenta abarca el análisis y evaluación de los parámetros geomecánicos destinados para el diseño de cables cementados que serán utilizados en explotación del mineral existente en el yacimiento de Iscaycruz.

Es así, que el trabajo para un adecuado estudio y presentación se ha estructurado en cinco capítulos que se describen a continuación:

El capítulo I se realiza la descripción problemática, se formulan los problemas generales y específicos, se plantean los objetivos y las justificaciones del proyecto.

El capítulo II hace una revisión literaria de los antecedentes referentes al tema a tratar, así mismo se detalla la conceptualización de los aspectos generales de los parámetros a utilizar en el desarrollo del proyecto.

El capítulo III explica los aspectos que involucran las metodologías utilizadas en el presente proyecto.

El capítulo IV muestran los procedimientos de cálculo para resolver las condiciones que requiere el proyecto.

El capítulo V muestra los resultados obtenidos.

Finalmente, en “Conclusiones y Recomendaciones” se reseñan las principales conclusiones y recomendaciones logradas en la presente tesis. El capítulo V muestra los resultados obtenidos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática

A nivel mundial, dentro de la explotación minera subterránea, la actividad de sostenimiento es de vital importancia, ello debido a que contribuye al logro de los objetivos operacionales y permite la continuidad del minado. Es así, que “muchas empresas mineras que realizan explotaciones subterráneas que viene aplicando el método de tajeo por subniveles, optan por el sostenimiento como pernos de anclaje y con el sistema de cable bolting cementados para el refuerzo de las cámaras” (Nina, 2019, p. 10).

Es así, que la instalación de los cables bolting “se ejecuta en los tajos para evitar dilución de mineral al explotar [y] para labores antiguas expuestas dando una estabilidad con la inyección de cable bolting” (Nina, 2019, p. 17)

Y en el Perú, la minería desde hace mucho tiempo es el sector que más divisas aportó a la nación. Por ello, la minería para ser competitivo en el mercado internacional tiene que modernizar sus operaciones en todas sus fases, el cual permitirá lograr una mayor producción y bajar los costos y a su vez poder explotar minerales de menor ley.

Es así que, en busca de ello, Cía. Minera Iscaycruz viene aplicando tecnologías modernas en su explotación que permite optimizar y garantizar su continuidad de minado considerando la seguridad del personal y de los equipos. Por esta razón, la compañía minera busca la aplicación de los parámetros geomecánicos en el diseño de los cables cementados o bolting.

Considerando que el cableado es una técnica de sostenimiento poco difundida en la minería nacional, y su aplicación y uso requiere de conocimiento y experiencia. Ello a

fin de poder colocar este tipo de refuerzo en el sostenimiento del bloque mineralizado a explotarse. (Mucha, 2019)

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿De qué manera influye la aplicación de parámetros geomecánicos en el diseño de cables cementados en la compañía minera Iscaycruz, 2022?

1.2.2. Problemas específicos

PE1. ¿Cuáles son los beneficios de la implementación del sistema de refuerzo con cables cementados en la compañía minera Iscaycruz, 2022?

PE2. ¿Cómo es la distribución de los cables cementados en la compañía minera Iscaycruz, 2022?

PE3. ¿Cómo influye el uso de los cables cementados en los costos de extracción en la compañía minera Iscaycruz, 2022?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Explicar de qué manera influye la aplicación de parámetros geomecánicos en el diseño de cables cementados en la compañía minera Iscaycruz, 2022.

1.3.2. Objetivos específicos

OE1. Determinar los beneficios de la implementación del sistema de refuerzo con cables cementados en la compañía minera Iscaycruz, 2022.

OE2. Detallar la distribución de los cables cementados en la compañía minera Iscaycruz, 2022.

OE3. Relacionar el uso de los cables cementados en los costos de extracción en la compañía minera Iscaycruz, 2022.

1.4. Justificación

La seguridad del personal y de los equipos en el minado subterráneo son de prioridad. Es así, que el uso de los cables sementados, que es una herramienta de sostenimiento del macizo rocoso, busca el soporte y seguridad durante la operación minera. Es por esta razón, que el presente estudio busca el diseño de los cables cementados a partir de los

parámetros geomecánicos en la compañía minera Iscaycruz. Todo ello con la finalidad de recuperar el mineral y establecer un ambiente de trabajo seguro.

1.5. Importancia

La importancia de esta investigación radica en que contribuirá de manera significativa en el diseño de los cables *bolting* o cementados considerando los parámetros geomecánicos de la mina. Asimismo, servirá como referencia para otros proyectos semejantes.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

La aplicación de parámetros geomecánicos influye de manera determinante en la implementación de los cables cementados en la mina Iscaycruz, ya que permite evaluar y conocer el estado del macizo rocoso.

1.6.2. Hipótesis específico

HE1. Los refuerzos con cable cementado permiten la disminución de los índices de seguridad reportados, evitar pérdidas por problemas estructurales, lográndose mayor beneficio y rendimientos óptimos de productividad, y permite el incremento en las dimensiones del tajo que se puede lograr mayor tonelaje y rendimiento por tajo.

HE2. La distribución de los cables cementados responde principalmente a un trabajo de inspección de rutina de campo tomando referencia los rasgos estructurales que predominan en *in-situ*.

HE3. La implementación del sistema de refuerzo con cables cementados en accesos y cajas del tajeo involucra un incremento de costos de extracción por tonelada.

1.7. Variables e indicadores

1.7.1. Variable dependiente

Diseño de cables cementados

Indicadores

Diámetro

Esfuerzo de soporte

Esfuerzo de tensión
 Costos de colocación

1.7.2. Variable independiente

Parámetros geomecánicos

Indicadores

Discontinuidades
 Calidad geomecánica del macizo rocoso
 Propiedades geomecánicas de la masa rocosa

Tabla 1

Identificación de variables dependientes e independientes

VARIABLES	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSION	INDICADORES	ESCALA DE MEDICION
Independiente Parámetros geomecánicos	Son factores que determinan las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánica depende de los siguientes factores: resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.	Se determinarán las principales discontinuidades, estabilidad, la calidad y propiedad de la masa rocosa por medio de las clasificaciones de RMR, Q de Barton, para luego proponer el tipo de sostenimiento.	Parámetros geomecánicos	➤ Familias de discontinuidades	Intervalo
				➤ Calidad geomecánica del macizo rocoso por medio del RMR y Q	razón
Dependiente Diseño de cables cementados	“Son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro en la masa rocosa” (Conde, 2019, p. 28)	Los cables bolting se emplearán como herramienta de sostenimiento del macizo rocoso, considerando los parámetros geomecánicos.	Cables cementados	➤ Diámetro	Intervalo
				➤ Esfuerzo de soporte	Intervalo
				➤ Esfuerzo de tensión	Intervalo
				➤ Costos de colocación	Intervalo

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Datos de la unidad minera

2.1.1. Ubicación y accesos

a) Ubicación

“La concesión de beneficio de la Compañía Minera Iscaycruz se encuentra ubicada en el Departamento de Lima, Provincia de Oyón, Distrito de Pachangará; mientras que la planta de tratamiento de filtrado de Lagsaura se encuentra en el Distrito de Checras, Provincia de Huaura. El área de Iscaycruz, donde se ubican las instalaciones de la mina y la planta de flotación, cubre 6000 hectáreas y se encuentra en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental Andina sobre altitudes que varían entre 4,200 y 4,900 metros sobre el nivel del mar (msnm). El área de Lagsaura donde se encuentra la Planta de Filtrado cubre 1,2 hectáreas y se encuentra a una altitud promedio de 2 250 msnm”.

Ambas áreas están unidas por una concesión de transporte que recorre 24.80 Kilómetros en la cual se ha instalado la tubería para transporte de concentrados. La unidad de producción se encuentra entre las coordenadas geográficas:

- Longitud 76° 44” Oeste
- Latitud 10° 45” Sur

b) Accesos

El acceso a la unidad de Iscaycruz es por vía terrestre desde la ciudad de Lima por la carretera panamericana norte, tomando las siguientes rutas:

- Lima – Huaura = 153 Kms Asfaltado Panamericana Norte.
- Huaura – Sayán = 45 Kms Asfaltado.
- Sayán – Churín = 61 Kms Afirmado.
- Churín – Oyón = 32 Kms Afirmado.
- Oyón – Mina = 27 Kms Afirmado.

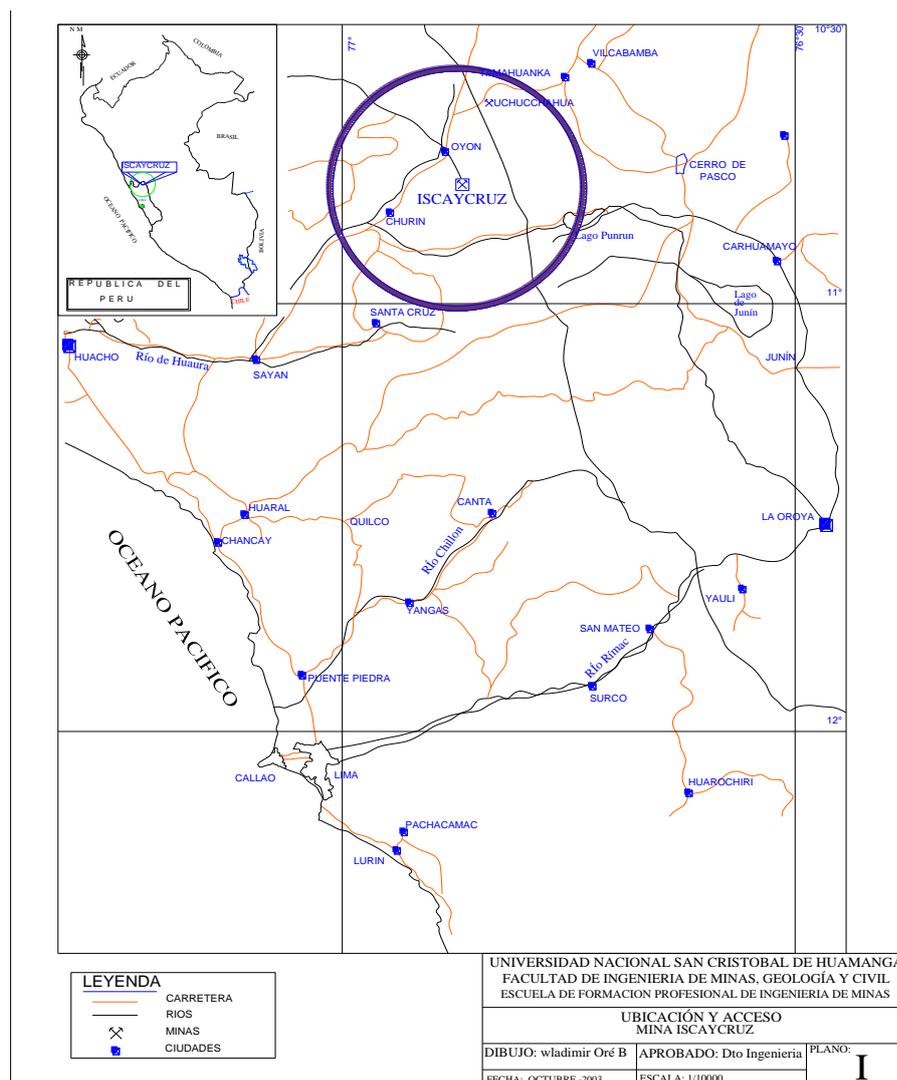
Haciendo un recorrido de un total 318 Kms.y empleando un tiempo de 8 horas. La otra ruta para llegar a Lagsaura se toma un desvío antes de llegar a Churín por la margen izquierda del río Checras.

2.1.2. Clima y vegetación

La zona de Iscaycruz es una zona frígida glacial, las temperaturas varían de 10°C a 20°C en el día, descendiendo debajo de 0°C en las noches. Las épocas de lluvias se presentan desde el mes de octubre hasta abril, siendo los meses de enero a marzo los más lluviosos. La humedad relativa es del orden del 50%. La precipitación total anual es del orden de 840 mm, lo cual corresponde al valor teórico de la zona de vida nival – tropical.

Figura 1

Ubicación y acceso mina Iscaycruz



2.1.3. Geomorfología

La concesión de Iscaycruz está situada en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes.

El área de Iscaycruz se ubica en un terreno de geomorfología típica glacial, como remanentes de la antigua actividad glacial, se observa en varias zonas depósitos morrénicos encontrándose mayormente en ambos flancos de los cauces.

Dentro del ambiente predominante en la zona sobresale el paisaje montañoso; los subpaisajes de las diferentes zonas del entorno presentan laderas moderadamente disectadas con cauces ínter montañosos. El fondo de los valles es generalmente estrecho, con secciones en U típicas del modelo glacial, que por procesos de erosión han profundizado su cauce con desarrollo de secciones en V en algunas zonas.

En los alrededores del entorno minero se encuentran varias lagunas de origen glacial. La laguna Escondida, Geniococha se encuentra en el extremo Sur mientras que la laguna Tinyag inferior se ubican en la cabecera de la quebrada Yarahwayno.

El área de Lagsaura se ubica en una terraza aluvial y/o coluvial al margen izquierdo del río Checras. Lagsaura se encuentra a 2300 mts por debajo del nivel de Iscaycruz pero a una distancia en línea recta de tan solo de 15 Km. Esto sólo es posible en los paisajes típicos andinos con la presencia de valles de pendientes pronunciadas, como es el caso de la Quebrada Yarahwayno, los fenómenos de erosión en este tipo de ambiente son intensos y marcan claramente el paisaje actual.

2.1.4. Geología regional

El área de Iscaycruz está localizada en un ambiente netamente de rocas sedimentarias pertenecientes a la zona de la cuenca del cretáceo y estructuralmente está situado en la zona de pliegues y sobre escurrimientos, representativo de la parte central de la cordillera occidental.

La potente serie sedimentaria de edad cretácea, está compuesta en la parte inferior por rocas clásticas tales como areniscas silíceas y lutitas, en la parte superior rocas calcáreas asociadas a calizas, dolomitas y lutitas.

Las rocas clásticas en el área están representadas por las formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuáz y Farrat y la secuencia calcárea por las formaciones Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha.

Estas formaciones al rededores están intruidos por rocas ígneas de composición tonalítica, dacita y pórfidos graníticos, también han sido cubiertos discordantemente por derrames volcánicos de edad terciaria de la formación calipuy.

Durante la orogenia andina la columna sedimentaria ha sido intensamente plegado en la dirección principal de N 20° W y de 75° a 80° SE. Los anticlinales y sinclinales principales se extienden por varias decenas de Kilómetros y se intercalan con zonas de sobre corrimientos paralelos al eje principal, ver plano Geológico.

a) Estratigrafía

• Formación Oyón (Berriasiano Inferior)

La Formación Oyón es la base de la formación estratigráfica de la región, constituida por lutitas gris oscuras con importantes horizontes de areniscas y mantos de carbón antracita en la zona transicional a la Formación Chimú.

Aflora al este de Iscaycrúz en la zona axial del anticlinal Pico Yanqui oeste y a lo largo de la carretera de Oyón a la Laguna Cochaquillo.

• Formación Chimú (Berriasiano)

Litológicamente la formación consiste de una ortocuarcita de grano medio, de textura masiva, color blanquecino. Se presenta en bancos hasta de 3.0 mts de potencia, fracturada y diaclasada. Por su naturaleza siempre constituye las partes escarpadas de los cerros. Generalmente tiene una potencia de 500 a 600 metros; se caracteriza por presentar mantos de carbón en la parte inferior.

• Formación Santa (Valanginiano)

Dentro del área, la Formación Santa está constituida de calizas azul o gris finamente estratificadas con algunos horizontes de calizas arcillosas, con ocasiones nódulos de chert, tiene una potencia de 100 a 150 metros.

En el área de Iscaycruz, la Formación Santa se ubica longitudinalmente en la parte central y es importante por la presencia de mantos o cuerpos mineralizados por reemplazamiento. Con una potencia de 40 a 80 metros y se localiza en el flanco occidental del anticlinal pico Yanqui Oeste.

- **Formación Carhuáz (Hauteriviano-Barremiano)**

Litológicamente esta formación suprayace concordantemente a la Formación Santa, consiste de lutitas y areniscas color marrón, rojas y amarillentas, localmente presenta espesores de hasta 600 metros.

En algunos sectores cercanos presentan capas de yeso intercaladas y deformadas y está localizada en la parte central y al oeste de la Formación Santa.

- **Formación Farrat (Aptiano)**

En el área, ésta formación consiste de cuarcitas blancas amarillentas en estratos masivos hasta de 100 metros, intercalados con areniscas deleznales, por su resistencia a la erosión se le ubica en las partes altas del área de estudio con inclinaciones verticales.

- **Formación Pariahuanca (Albiano medio)**

Consiste en calizas de color gris masivos resistentes a la erosión. Suprayace a la Formación Farrat en concordancia, su potencia se manifiesta en el área con un promedio de 50 metros. Es conocida como una formación fosilífera principalmente de Amonite y es la base de la secuencia calcárea que modela el sinclinal de Rapaz.

- **Formación Chúlec (Albiano medio)**

Está constituida por margas en la base y con bancos de caliza de potencia de 200 metros, intemperizada a colores crema amarillentos.

- **Formación Pariatambo (Albiano medio a superior)**

Es la formación más fosilífera del cretáceo. Esta unidad consiste esencialmente de margas de color marrón oscuro a gris intercaladas con calizas nodulares y modulares de Chert, su potencia es un promedio de 100 metros, suprayace a la formación Chulec. Al fracturarse se le reconoce por el olor fétido que emite por tener restos de fósiles (fauna) les asigna una edad del albiano medio.

- **Formación Jumasha (Cenomaniano-Turoniano)**

Es el tope de la columna del cretáceo en el área, son calizas de color gris claro en superficie intemperizado y azul en fractura fresca, en ciertos lugares al piso de la formación son margas. Por su naturaleza es de gran potencia de 1,500 metros y en el área se le asigna a 400 metros parcialmente en la zona axial del sinclinal.

Figura 2

Geología superficial mina Iscaycruz

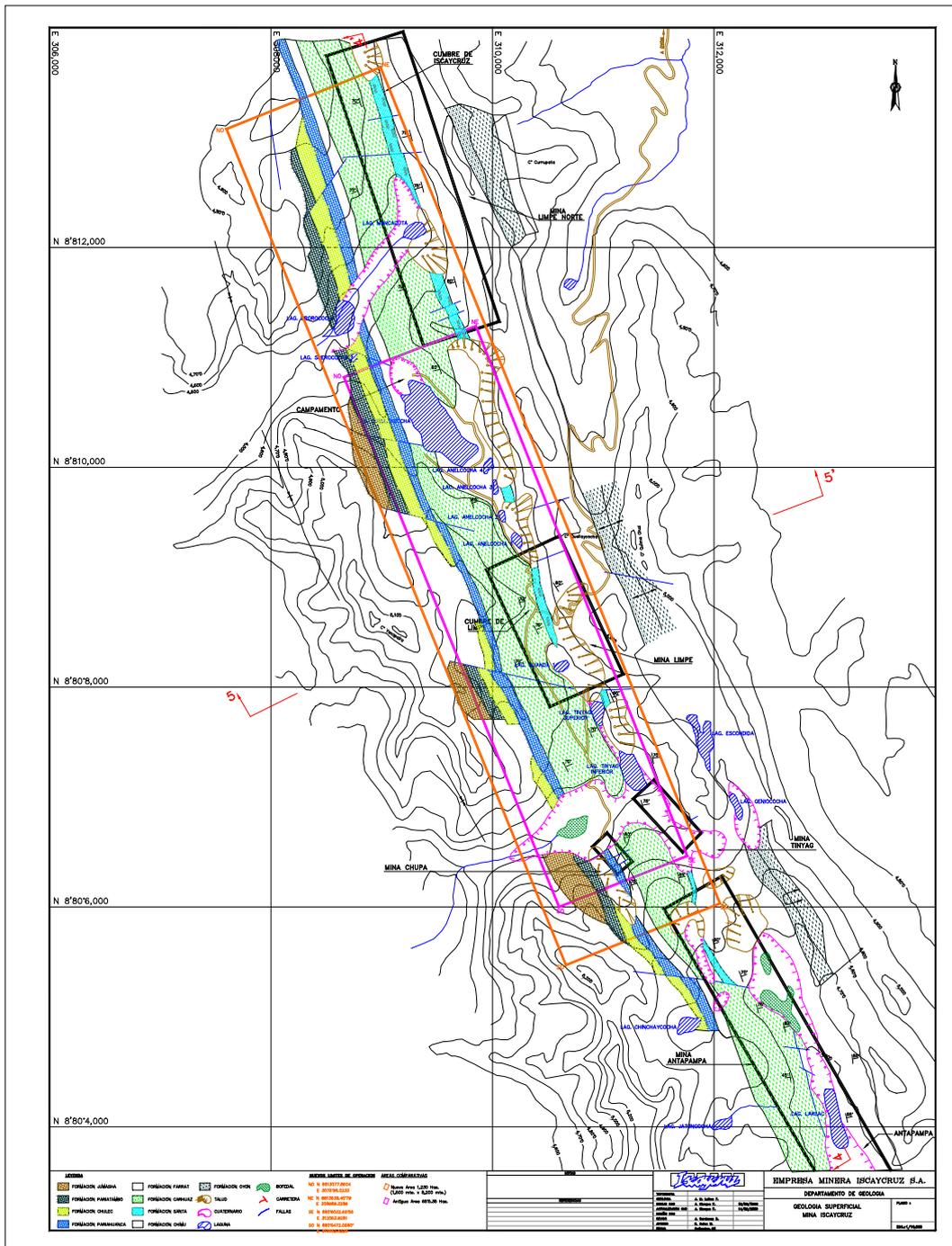
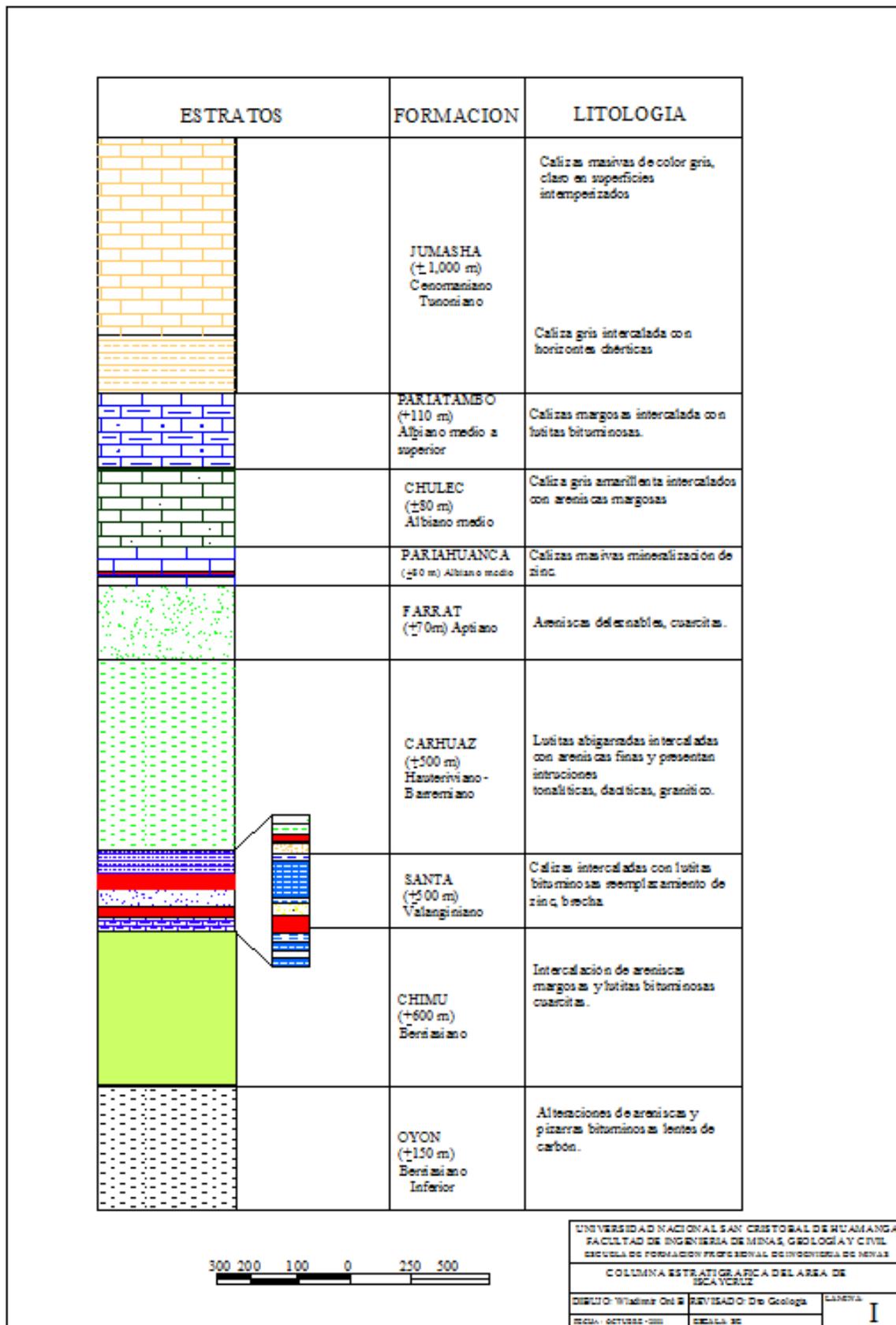


Figura 3

Columna estratigráfica del área de Iscaycruz



b) Rocas intrusivas

En los estudios regionales se han detectado varios cuerpos o stocks intrusivos en las inmediaciones de Iscaycruz. El más expuesto es el stock de Tonalita de Moroc en el fondo del valle de Huaura a escasa distancia al norte de Churín, que se extiende hasta la quebrada de Pachangara.

El stock de Iscaycruz, es un pórfido dacítico, compuesto de fenocristales de cuarzo y plagioclasa dispuestos en una matriz de textura fina. La intrusión de este stock ha producido una alteración débil en las rocas encajonantes. Los diques de composición dacítica –riolítica existen en la cumbre de Cunshapunta al SE de Limpe Sur.

2.1.5. Geología estructural

Estructuralmente el área de Iscaycruz se encuentra localizada en la zona descrita como Zona sedimentaria con pliegues y sobreescurrecimientos, en términos generales la describen como que la cuenca del cretáceo se ha deformado como un conjunto independiente por un despegue basal de la Formación Oyón que consiste de una serie de pliegues muy largos cuyos ejes tienen una longitud hasta de 100 km cuyo rumbo es de NNW-SSE.

Las morfologías elevadas están formadas por Anticlinales en la formación Chimú y sinclinales en la Formación Jumasha.

Las estructuras principales del área Iscaycruz es el sistema de plegamiento Pico Yanqui constituido por el anticlinal Este y Oeste del mismo.

Los fallamientos longitudinales de tipo normal se ubican en las formaciones menos competentes, principalmente en los flancos del anticlinal Pico Yanqui Oeste, no se observa fallas de sobreescurrecimiento en la parte central de Iscaycruz. También se ha reconocido un sistema de fallas NE-SW de cizalla al Norte-Nor Este de Limpe también en la boca mina Sur.

a) Hidrogeología

Las aguas subterráneas son abundantes en esta región, los acuíferos están asociados con las rocas calcáreas como las calizas de la formación Jumasha, las condiciones

favorables existentes para el flujo de agua es los rasgos kársticos del lugar ayudados por:

- Aguas subterráneas químicamente agresivas
- Rocas fracturadas que ayudan la circulación
- Aguas subterráneas que drenan del sistema.

El promedio de filtración encontrados es entre $1 \cdot 10^{-9}$ a $1 \cdot 10^{-13}$ m/s cuya dirección principal es paralela a la estratificación debido a la continuidad de las fisuras.

b) Sismicidad

La región del Perú en donde se encuentra la unidad de Iscaycruz presenta el mismo patrón general de distribución espacial de los sismos que el resto del territorio peruano. La mayor actividad sísmica se encuentra en el mar, paralelo a la costa la cual está relacionada a la interacción entre la placa continental con la zona de subducción de la placa Nazca. Esta interacción origina sismos superficiales en la línea de la costa, sismos intermedios y profundos conforme se introduce en el continente, también, se producen sismos en el continente que son superficiales e intermedios que estarían relacionados a fallas existentes en el lugar.

2.1.6. Geología local

A lo largo de la Formación Santa en una longitud de 12 Km se observa manifestaciones de mineralización, expuestas discontinuamente, desde el norte de la cumbre de Iscaycruz hasta Antapampa en el sur. Existen algunas diferencias entre las ocurrencias de la mineralización en superficie.

De la cumbre de Iscaycruz hasta Quellacocha, hay un gossan masivo de color negro a marrón compuesto principalmente de cuarzo y limonita con cristales menores de goethita y hematita, hay también pequeños cuerpos de pirita masiva.

En la cumbre de Huanda (parte central de Limpe) se observa capas de gossan con esfalerita oxidada, algo de galena y calcopirita, además al sur de la cumbre de Huanda se observa pirita compacta masiva de grano fino.

El área de Tinyac se encuentra en minerales de alteración de skarn como actinolita, granate, epidota y magnetita, además de una franja de fuerte alteración hidrotermal con presencia de cuarzo y hematitas.

En la zona de Antapampa (área sur), se observa galena y esfalerita en forma diseminada en una masa de siderita manganífera, óxidos de hierro y cuarzo.

La mina en resumen es un yacimiento metasomático de contacto en skarn, emplazado en las calizas Pariahunca con mineralización económica de zinc, que en superficie se manifiesta con una fuerte oxidación con presencia de limonitas y hematitas.

a) Características del cuerpo Iscaycruz

El cuerpo Iscaycruz es del tipo de reemplazamiento metasomático de contacto conformado de minerales de zinc, plomo, plata y cobre; su complejidad inicia por la presencia de dos fallas NNE - SSO y ONO – ESE los que forman plegamientos, la presencia de mineralización está formado por mantos y cuerpos reemplazadas en calizas en forma discontinua a lo largo de 12 Kms desde Canaypata al norte, Anta pampa al sur, los minerales del depósito tipo skarn está representada por calcopirita, esfalerita, magnetita, granate, cuarzo y las alteraciones más notables son: silicificación, sericitización, argilitización, dolomitización.

b) Característica económica del Limpe Centro

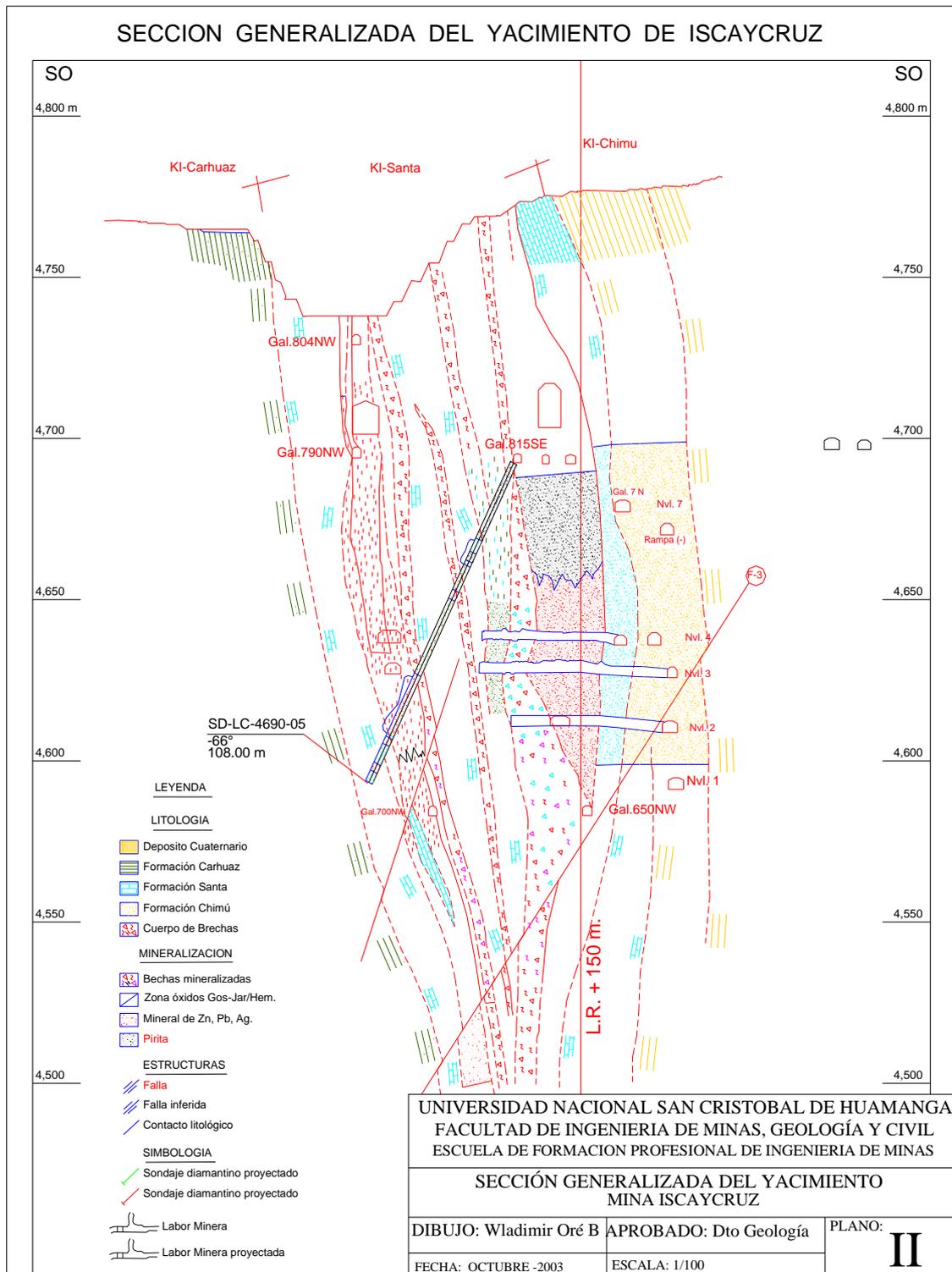
El área de Limpe Centro es una de las principales áreas mineralizadas de la Formación Santa que ha sido objeto de trabajos de exploración; actualmente en explotación cubriendo el 70% de producción de Iscaycruz.

2.1.7. Tipo de yacimiento

El yacimiento en este sector está representado por el reemplazamiento metasomático de dos horizontes de calizas subparalelas, ubicadas a los extremos, al piso y al techo de la Formación Santa, separados de 30 y 40 metros llamados Cuerpo Estela y Cuerpo Olga.

Figura 4

Sección generalizada del yacimiento de Iscaycruz



2.1.8. Aspectos estructurales del yacimiento

La estructura más importante que se ha reconocido, es la presencia de un fallamiento post-mineral de extensión regional que en toda magnitud se aprecia en la boca mina del

nivel 4690 y en superficie del yacimiento. Esta estructura ingresa longitudinalmente al yacimiento de N-S, subdividiendo en dos ramales.

La falla más importante se emplazó entre Estela y Olga, originando las brechas mineralizadas por colapso y hundimiento del cuerpo masivo.

Del mismo modo se identifican tres fallas transversales al cuerpo que son falla 1, falla 2, falla 3. La falla 1 tiene un rumbo de N55°-72°W que va desde 50°-75°SW, la falla 2, N56°-75°W y buzamiento 60°-65° SW, y la falla 3 al norte del yacimiento con un rumbo de N 75°-78° W con buzamiento de 60°-80° SW.

Otra peculiaridad de esta estructura en toda su longitud, es la presencia de brechas y fragmentos mineralizados de esfalerita y pirita en la zona de falla con matriz panizada compuesto por dichos minerales molidos.

a) Posible secuencia de formación de minerales

Del estudio mineragráfico se deduce la siguiente secuencia:

- Ganga.
- Pirita I.
- Pirita II (pirita + Ni).
- Esfalerita, pirrotita, calcopirita, Enargita, Estannita.
- Galena, Galena Argentífera, Bornita.
- Covelita (mineral secundario en fracturas de esfalerita).
- Hematita, Especularita, Calcopirita.

b) Alteraciones y mineralización

La alteración metasomática se desarrolló en la caliza, caracterizada por la presencia de granates, tremolita, epidota, calcita, etc., formando el skarn.

El proceso de mineralización metálica ocurrió posteriormente a la skarnización o probablemente, mediante un estadio hidrotermal tardío representado por intrusiones ígneas del tipo pórfidos graníticos, los fluidos reemplazaron mayormente al skarn y rellenaron intersticios, la mineralización de zinc se encuentra en cuerpos masivos, en disseminados, en manchas y venillas.

c) Controles de mineralización

Los controles de mineralización más importantes en el yacimiento de skarn son: estratigráfico, estructural y litológico.

- **Control estratigráfico**

La presencia de rocas calcáreas (calizas) actúa como zonas de metasomatismo cuando son intruídas por rocas ácidas originando zonas de skarnización, que luego son aprovechadas por las soluciones mineralizadas tardías para su reemplazamiento metálico.

- **Control estructural**

Las observaciones hechas en el campo indican que la mineralización es posterior a la formación de skarn y está controlada por el fracturamiento originado por fuerzas tensionales, que son aprovechadas para la circulación de los fluidos, rellenando y reemplazando al skarn.

- **Control litológico**

En esta zona mineralizada se presenta básicamente el skarn, el cual está compuesto por tremolita, actinolita, cuarzo, magnetita, epidota, hedenbergita y clorita. Las soluciones mineralizantes fueron los que aprovecharon estas zonas para su reemplazamiento.

2.1.9. Paragénesis y secuencia de formación

Según estudios realizados de muestras tomadas en superficie responde a lo siguiente:

1. Gangas (granate, actinolita-tremolita)
2. Cuarzo.
3. Magnetita-Calcita.
4. Hematita.
5. Pirrotita-pirita.
6. Esfalerita-Calcopirita.
7. Minerales de alteración (limonita, clorita, etc.).

2.1.10. Reservas

Las reservas probadas y probables cubicadas a diciembre del 2003, se distribuyen del siguiente modo:

Figura 5

Reservas probadas y probables

Probadas/probables	Limpe Centro	Tinyag	Chupa	total
Tm	2567058	536128	350000	3453186
%Zn	19.21	10.14	11.64	17.03
%Pb	2.34	0.04	0.01	1.75
Ag(Oz/t)	1.92	0.16	0.25	1.46
%Cu	0.46	0.44	0.22	0.43

2.2. Antecedentes de la investigación

Tesis

Sovero (2017), en su tesis “Diseño de sistema amortiguador para controlar desgaste del cable de acero en sistema de carguío de mineral de S.M.C.S.A. –Yauricocha” tuvo como objetivo general diseñar un Sistema Amortiguador mediante la metodología del diseño VDI 2221 y 2225 para controlar desgaste de cable de acero del Sistema de Carguío de mineral de S.M.C.S.A. – Yauricocha. Para ello, se ha empleado una metodología de tipo básico y de nivel exploratorio. Obteniendo la siguiente conclusión: utilizando el método normalizado VDI 2221 - 2225 se diseñó un Sistema amortiguador para controlar el desgaste de cable de acero en el sistema de carguío de mineral de la empresa Sociedad Minera Corona en su unidad Yauricocha para una carga total de 12 Toneladas.

Velasquez (2019), en su tesis “Sostenimiento con cable bolting para estabilizar el macizo rocoso en minería subterránea mecanizada Unidad Pallancata – Compañía Minera Hoschields S.A.A” tuvo como objetivo principal aplicar estándares y procedimientos corporativos establecidos como parte de un sistema de control del macizo rocoso y prevención de caída de rocas orientado al diseño de sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras de la Unidad Operativa Pallancata – Compañía Minera Ares S.A.C. Para ello, empleó una investigación transversal y retrospectivo. Y obtuvo la siguiente conclusión: en la explotación subterránea se logra la estabilización tanto de labores de avance como de cámaras de grandes dimensiones con el sistema de cable bolting. Por los métodos de explotación que se viene llevando a cabo en la unidad minera Pallancata SUB LEVEL STOPING con taladros largos; para lograr la estabilidad de las labores mineras hay necesidad de usar como reforzamiento los cables bolting.

Bustamante (2008), en su tesis “Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas Mina Huanzalá- CÍA. Minera Santa Luisa S.A.” tuvo como objetivo general lograr una producción eficiente, y una buena productividad en las operaciones de la mina Huanzalá, sin lesiones personales, daños a equipos, ni paradas de las operaciones. Para ello, empleó como metodología de trabajo lo siguiente: recopilación de datos bibliográficos, recopilación de datos de campo y trabajos de gabinete. Así, obtuvo la siguiente conclusión: el yacimiento de Santa Luisa presenta zonas de alto riesgo (Tipo de roca III-B- Regular “B” y IV Mala “B”) de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso, pero, con los equipos Robolts que cuenta la empresa, en alguna forma garantiza una operación segura, equipos que perforan y colocan 40 a 50 pernos helicoidales cementados por guardia, permitiendo un sostenimiento adecuado.

Quispe y Rosales (2019), en su tesis “Implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral” tuvo como objetivo determinar la influencia de la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral en el Nv. 4306 de la unidad minera Pallancata. Para ello, empleó una metodología aplicada de nivel descriptivo-aplicativo con un diseño experimental. Y obtuvo las siguientes conclusiones: a) la influencia en la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting permitió controlar la dilución de 17.43% a 15.13%, y mejorar la recuperación de mineral en el Nv. 4306, obteniendo un descenso del 2.3%, lo que genera el incremento de la ley de cabeza y por lo tanto mejorar el valor presente neto (NPV). b) Los valores obtenidos en la evaluación geomecánica RMR y GSI fueron de: estación geotécnica EG – 01 fueron de 66 y 68, con calidad de roca buena B y buena respectivamente; estación geotécnica EG – 02 fueron de 68 y 69, con calidad de roca buena B y buena respectivamente y estación geotécnica EG – 03 fueron de 69 y 72, con calidad de roca buena B y buena respectivamente.

Artículos científicos

González (2019), en su artículo “Aplicación de cable bolting como reforzamiento de sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso U.M. Inmaculada-Compañía Minera Ares Hochschild Mining” tuvo como objetivo general estabilizar las labores mineras al usar cable bolting como reforzamiento del sostenimiento en las operaciones mineras en la empresa Compañía Minera Ares Hochschild Mining-Unidad inmaculada

durante el año 2019. Para ello, se ha empleado una metodología descriptiva, basada en la recolección de datos, resultados de campo. Y las conclusiones fueron las siguientes:

a) Los cables bolting son muy económicos en el uso del sostenimiento y para ello se toma los aspectos de la galería de explotación como la forma, características aceptables, aspectos geotécnicos y económicos, para lo cual estos son muy importantes debido a que determinan el costo de instalaciones de cables de instalación en la empresa como la Compañía Minera Ares Hochschild Mining- U.M. Inmaculada, el costo por metros de cable instalado es de 1.9 \$/m. b) La instalación de cable bolting también se ejecuta en los tajos para evitar dilución de mineral al explotar. Se utiliza para labores antiguas expuestas dando una estabilidad con la inyección de cable bolting. El uso del cable bolting como reforzamiento del sostenimiento del tajo, desde el punto de vista geomecánica.

2.3. Bases teóricas

2.3.1. Parámetros geomecánicos

a) Dominios geomecánicos

La construcción de un modelo geomecánica es el primer paso fundamental antes de iniciar las labores subterráneas, ya que describe todos los aspectos geomecánicos (geológico, estructural, macizo rocoso, hidrogeológico y condiciones de esfuerzos) sobre las características del entorno donde se va a llevar a cabo las labores subterráneas. A continuación, se detalla cada uno de ellos:

- **Modelo geológico**

Este modelo “debe representar la distribución de los materiales involucrados en el desarrollo de las labores mineras” (Osinermin, 2017, p. 42). Asimismo, los tipos de materiales no solo deben considerar a la litología, sino también el grado y tipo de alteración u otros parámetros geológicos que podrían modificar de manera negativa o positiva el macizo rocoso.

Por otra parte, es importante identificar las características morfológicas, geológicas y la génesis de la mineralización, como también este modelo debe de estar enfocado en la geología global (roca encajonante y estructura mineralizada).

- **Modelo estructural**

Este modelo considera dos niveles: estructuras mayores e intermedias y estructuras menores. El primero es más continuo, aunque relativamente espaciadas y en la mayoría de los casos está constituido por material alterado, que influye de manera preponderante en la estabilidad de las labores. El segundo tiene continuidad limitada y son muy poco espaciadas, ello afecta en la estabilidad de las labores al igual que las estructuras mayores.

- **Modelo de macizo rocoso**

Este modelo está constituido por los siguientes análisis: a) propiedades de la roca intacta, b) índice RQD, c) clasificación geomecánica, d) resistencia de las estructuras menores y mayores, y e) propiedades de resistencia del macizo rocoso. Siendo así, que este método debe determinar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso que será empleada en el análisis y diseño de labores subterráneas. (Osinergmin, 2017)

- **Modelo hidrogeológico**

Este método permite identificar la posible infiltración de agua en la mina. Así, permite evaluar los potenciales efectos de las aguas sobre la estabilidad de una mina subterránea. Es así, que se debe incluir en la evaluación los siguientes aspectos: a) infiltraciones que afectarían a las operaciones mineras, b) campo de presión de poros que afectarían en la profundización de la mina, y c) potencial ocurrencia de infiltraciones súbitas de agua a la mina subterránea.

- **Condiciones de esfuerzos**

La evaluación del estado de esfuerzos es importante, ya que los esfuerzos inducidos pueden dar origen a las concentraciones de esfuerzos que causan la inestabilidad local y global del macizo rocoso.

Los dominios geomecánicos se establecen después de haberse construido el modelo geomecánico y luego subdividirlo en zonas denominadas considerando características similares u homogéneas. Estos están asociados a las características geológicas del lugar y a los mecanismos de falla esperados para cada sector.

b) Mecanismos de falla

La estabilidad de las excavaciones mineras depende del macizo rocoso, estructuras y los esfuerzos presentes.

- **Mecanismos de falla controlada por esfuerzos**

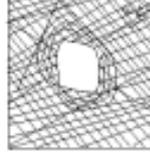
La influencia de los esfuerzos en una excavación minera depende de la magnitud y orientación de los esfuerzos, dimensiones de las excavaciones y tipo o calidad de macizo rocoso.

- **Mecanismos de falla controlada por estructuras**

Una excavación minera a poca profundidad está influenciada por los sistemas estructurales del macizo rocoso. Es así, que a medida que el minado se profundiza y las excavaciones aumentan originan zonas de fallamiento por sobreesfuerzo.

Figura 6

Ejemplos de mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso para facilitar la comprensión del comportamiento del macizo rocoso

	Masivo (RMR>75)	Moderadamente fracturada (50>RMR<75)	Altamente fracturada (RMR<50)
Esfuerzos in situ bajos	 Respuesta elástica lineal	 Deslizamiento o caída de bloques y cuñas	 Desplazamiento de bloques de la superficie de la excavación
Esfuerzos in situ intermedios	 Falla rígida adyacente al contorno de la excavación	 Falla rígida localizada de roca intacta y movimiento de bloques	 Falla rígida de roca intacta y desplazamiento a lo largo de las discontinuidades
Esfuerzos in situ altos	 Falla rígida alrededor de la excavación	 Falla rígida de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques	 Roca deformable, comportamiento plástico

Fuente: Osinergmin

c) Criterios geomecánicos

Los criterios geomecánicos a considerarse al llevar a cabo un proyecto minero son los siguientes: a) Criterios geomecánicos para el diseño (uso de la excavación minera, factor de seguridad y/o probabilidad de falla, área de influencia y normas técnicas aplicables), b) Criterios geomecánicos durante la construcción y operación (estándares constructivos, especificaciones técnicas, técnicas de construcción y explotación, mapeo, instrumentación y monitoreo), y c) Criterios geomecánicos para el cierre de minas (durabilidad, monitoreo y mantenimiento).

d) Criterios de aceptación

• Factor de seguridad

El factor de seguridad “es una medición determinista de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda)” (Osinergmin, 2017, p. 46). Así, el factor de seguridad (FS) de una estructura se determina a través de lo siguiente:

$$FS = \frac{C}{D}$$

Dónde:

FS = Factor de Seguridad.

C = Capacidad de soporte de carga del sistema.

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema.

• Probabilidad de falla

La probabilidad de falla (PF) “es una aproximación mayormente utilizada para dar una evaluación más racional del riesgo asociado a un diseño particular” (Osinergmin, 2017, p. 47). Asimismo, la probabilidad de falla es una función, no solo de promedios sino también de variabilidad de los datos de entrada. Posee las siguientes características:

- Son complejos.
- Sus propiedades son raramente bien conocidas.
- Sus propiedades son muy variables en espacio y en tiempo.
- Las fuerzas actuantes sobre el sistema pueden ser complejas.

Cabe mencionar que existen dos opciones de uso de la probabilidad de falla: a) La opción 1 reconoce al FS como una variable al azar y busca la probabilidad de ser igual o menor que 1:

$$PF = P(FS) \leq 1$$

La opción 2 busca la probabilidad que la demanda (D) exceda la capacidad (C):

$$PF = P(C - D) \leq 0$$

2.3.2. Diseño geomecánico del método de minado

a) Factores característicos del diseño geomecánico

Un yacimiento de mineral puede ser explotado por diferentes métodos, y por ello la selección del método y diseño de explotación subterránea debe ser de acuerdo a las características de un tipo de yacimiento: a) configuración geométrica (dimensiones y forma), b) disposición y orientación (profundidad, buzamiento y rumbo), c) tamaño (masivo, tabular o veta), d) Características geomecánicas (mineral y roca encajonante), e) distribución de ley (uniforme, variable, irregular), y f) aspectos ambientales.

Asimismo, las características geomecánicas del mineral y la roca encajonante influyen de la siguiente manera: a) selección del método de minado, b) dimensionamiento de aberturas y pilares, c) mecanización de las operaciones unitarias, d) sistema de sostenimiento, e) diseño de la estructura de mina, f) dimensionamiento de labores de desarrollo, preparación y producción, g) capacidad de producción, h) selección del equipo apropiado, y f) control y manejo del equilibrio del macizo rocoso luego de la explotación.

b) Métodos de explotación subterránea

Los métodos de explotación en minas subterráneas se dividen en tres categorías, las cuales son los siguientes:

- **Métodos sin soporte o hundimiento**

En este método “los vacíos creados por la extracción del mineral se rellenan progresivamente con el material del hundimiento de la caja techo a medida que se siga minando” (Osinermin, 2017, p. 50). Asimismo, se divide en dos: hundimiento por bloques (el cuerpo mineral es preparado para inducir a la inestabilidad del mineral y al ser este extraído por las labores inferiores por encima de los bloques se hunde gradualmente) y hundimiento por subniveles (la caja techo se hunde progresivamente para rellena los espacios vacíos originados por la extracción del mineral).

- **Métodos soportados por pilares**

En estos métodos “se dejan pilares de macizo rocoso o mineral como principal forma de controlar la estabilidad de áreas extraídas” (Osinergmin, 2017, p. 50). Asimismo, existen dos tipos: método de cámaras y pilares (el mineral es extraído de las cámaras y los pilares son dejados entre las cámaras como soporte para controlar la estabilidad), y tajeos por subniveles con cámaras abiertas (los pilares de soporte son los pilares corona y pilares costilla que se dejan en mineral para controlar la estabilidad de la roca encajonante).

- **Métodos artificialmente soportados**

Como es de conocimiento que la exploración subterránea llega a niveles profundos de la mina y que ello genera mayor inestabilidad, y surge la necesidad de un sistema de relleno eficiente. Es así, que este último es aplicable a métodos artificialmente soportados. Entre ellos se mencionan a los métodos de almacenamiento provisional.

c) Métodos de explotación según exposición de personal

El diseño de excavaciones considerando la entrada del personal o no en la mina contribuye a reducir los riesgos de caída de rocas. Es así, que, desde el nivel de riesgo del personal en el proceso de minado, los métodos de explotación se dividen en dos:

- **Métodos sin entrada de personal**

Este método realiza el proceso de explotación sin presencia del personal dentro de los tajeos, y la extracción se realiza con equipos de control y telemando. Es así, que los métodos de explotación que se encuentran dentro de este grupo son: tajeos abiertos (*Open stoping*), tajeos por subniveles (*Sub level stoping*), hundimiento por subniveles (*Sub level caving*), y hundimiento de bloques (*Block caving*).

- **Métodos con entrada de personal**

Se realiza la explotación minera con presencia del personal dentro de los tajeos, siendo así que en este proceso se debe considerar la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad del personal. Los métodos de explotación que se encuentran dentro de este grupo son: almacenamiento provisional (*Shrinkage*), corte y relleno (*Cut and fill*), y cámaras y pilares (*Room and pillars*).

d) Tipos de excavaciones subterráneas según su uso

Las excavaciones mineras subterráneas en función de la vida útil han sido divididas en dos grandes categorías:

- **Excavaciones mineras permanentes**

En este tipo de excavaciones, el personal estará transitando durante gran parte de la vida de la mina y las labores deben cumplirse con todas las especificaciones técnicas de diseño y construcción para un lapso de tiempo que supere o se aproxime a la duración de la actividad minera.

- **Excavaciones mineras temporales**

Las labores mineras temporales son “las excavaciones que forman parte de la infraestructura de explotación de un bloque mineral, siendo excavadas para el corto plazo (menor a 3 meses) o mediano plazo (menor a un año)” (Osinergmin, 2017, p. 53). Estas labores son menos riesgosas y el personal transitará y se expondrá dentro de estas labores hasta que finalice la explotación del tajo.

Figura 7

Tipos de excavaciones mineras subterráneas

Excavaciones mineras permanentes	Excavaciones mineras temporales
Rampas principales	Tajeos de explotación
Rampas	Galerías
Bypass	Subnivel de acceso
Chimeneas principales de ventilación	Crucero de acceso a tajeo local
Chimeneas principales de servicios	Crucero de extracción
Chimeneas <i>ore pass</i> principales	Cruceros de servicios (agua, aire, relleno, etc.)
Inclinados	Chimeneas o Slots de producción
Desarrollos del nivel principal	Chimeneas de ventilación de tajeos
Rutas de escape	Chimeneas de servicios de tajeos
Refugios	Chimeneas <i>ore pass</i> de tajeos, etc.
Cargaderos	
Áreas de oficinas y comedor	
Cámaras de refugio	
Salas de reuniones y/o monitoreo.	
Bodegas mineras	
Polvorines subterráneos	
Sub estaciones eléctricas	
Estaciones de primeros auxilios	
Excavaciones de chancado	
Estaciones de bombeo principal	
Áreas de talleres	
Estacionamiento vehicular, etc.	

Fuente: Osinergmin.

e) Riesgos asociados a los métodos de explotación y criterios de control

Los riesgos de los métodos de explotación subterránea son de acuerdo a la presencia o no del personal dentro del proceso de excavación de grandes cavidades o tajeos, ya que los riesgos son mayores cuando se tiene la presencia del personal y equipos.

- **Manejo de riesgos de caída de rocas**

La caída de rocas es el principal peligro de la explotación minera subterránea, ya que puede generar desde consecuencias insignificantes hasta catastróficas (fatalidades humanas). Es por ello, que se debe de gestionar los riesgos para el personal y los daños asociados a la caída de rocas.

2.3.3. Consideraciones geomecánicas

a) Efectos de la voladura en el macizo rocoso

Cuando el proceso de perforación y voladura se realizan de manera incorrecta causan daños en la roca y ello trae consigo efectos negativos en la estabilidad del macizo rocoso. Es así, que a continuación se brindan algunas recomendaciones para minimizar los daños en el macizo rocoso a consecuencia de la voladura:

- Es recomendable determinar el índice de volabilidad y el factor de potencia FP (kg/m^3) del macizo rocoso para un explosivo determinado, mediante la evaluación de parámetros geomecánicos.
- Si por razones operativas se requiere un factor de potencia mayor, se debe tomar acciones para minimizar el posible daño en el macizo remanente.
- El conocer las propiedades del macizo rocoso, la resistencia a compresión de la roca, el espaciamiento y persistencia de los sistemas de discontinuidades y además considerar que la presencia de agua subterránea es un factor limitante en el rendimiento de la voladura.
- En excavaciones mayores es recomendable usar equipos de perforación auxiliado con programas de control automático del paralelismo, inclinación y desviación de los taladros.
- Considerar el cálculo adecuado de la carga lineal (kg/m) y el espaciamiento de los taladros perimetrales para emplear técnicas de voladuras amortiguadas como el recorte y pre corte.

b) Tamaño y geometría de excavaciones

Tiene influencia en la estabilidad de las excavaciones subterráneas la forma del perímetro de la excavación, la orientación respecto a las discontinuidades y los esfuerzos. Recomendaciones respecto a la forma de las excavaciones son los siguientes:

- Para la estabilidad, las formas esquinadas son desfavorables, porque las esquinas en ángulo son lugares de alta concentración de esfuerzos.
- El efecto arco ayuda a lograr la estabilidad.
- Para conseguir excavaciones estables, la forma de la excavación deberá acomodarse a los rasgos estructurales del macizo rocoso.
- En rocas masivas y frágiles, la estabilidad está gobernada por la forma de la excavación.

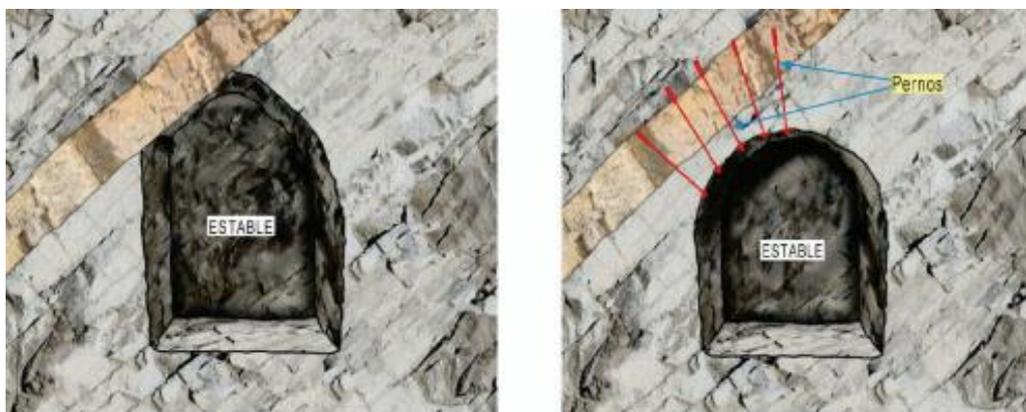
Figura 8

La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad



Figura 9

Formas de las excavaciones



Acomodo de la excavación a los rasgos estructurales

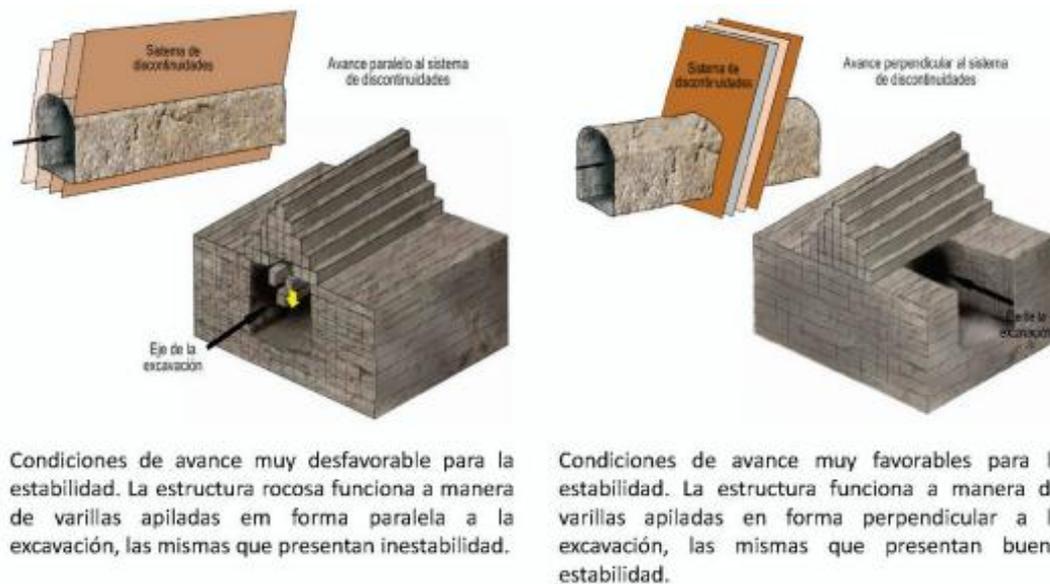
Sostenimiento necesario para favorecer la estabilidad

Asimismo, se brinda recomendaciones respecto a la orientación de las excavaciones:

- La orientación de la excavación, con respecto a rasgos estructurales como: fallas, diaclasas, etc. Tiene influencia en la estabilidad, por tanto, es mejor avanzar perpendicularmente a la discontinuidad o a las zonas de corte.
- En ambientes de altos esfuerzos, no es adecuado avanzar cerca a fallas geológicas porque los esfuerzos se concentran entre la falla y la excavación.
- En ambientes de altos esfuerzos, aún en rocas competentes pueden ocurrir reventazones y hasta estallido de rocas.
- En condiciones de altos esfuerzos resulta adecuado avanzar o minar siguiendo la dirección del mayor esfuerzo principal horizontal. Se tendrán iguales consideraciones para la excavación de labores permanentes como: cámaras y talleres.

Figura 10

Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales



Fuente: Osinergmin

Por otra parte, se brinda recomendaciones respecto al tamaño de excavaciones, las cuales son los siguientes:

- En roca de mala calidad no es recomendable ampliar las excavaciones porque se genera inestabilidad, siendo necesario adoptar medidas de control adecuadas.
- Considerar que un aumento en el tamaño de la excavación incrementa el peligro crece y genera que las rocas encajonantes se expongan a los rasgos estructurales.

- Tener cuidado con rocas intensamente fracturadas y débiles, porque el crecimiento de la excavación producirá su colapso.

Figura 11

A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad



Fuente: Osinergmin

c) Desate de rocas

La mayoría de los accidentes en las explotaciones subterráneas suceden por el desprendimiento de rocas del techo de las excavaciones subterráneas, que se fracturan debido a esfuerzos inducidos. Es así, que para crear un espacio seguro para los trabajadores se debe dejar caer dichas rocas sueltas de manera controlada.

A continuación, se detalla algunas recomendaciones para el desate de rocas:

- “Durante el desate se deberá poner suma atención a la identificación de las discontinuidades del macizo rocoso, los procedimientos de desate mecanizado y manual, así como los procedimientos para el desate de grandes bloques de roca”.
- “Se recomienda que para el desate los trabajadores apliquen el método “ROCA”, que significa: Razonar, Organizar, Clasificar y Actuar”.
- “Si existe roca débil se deberá aplicar el principio de labor avanzada, labor sostenida”.

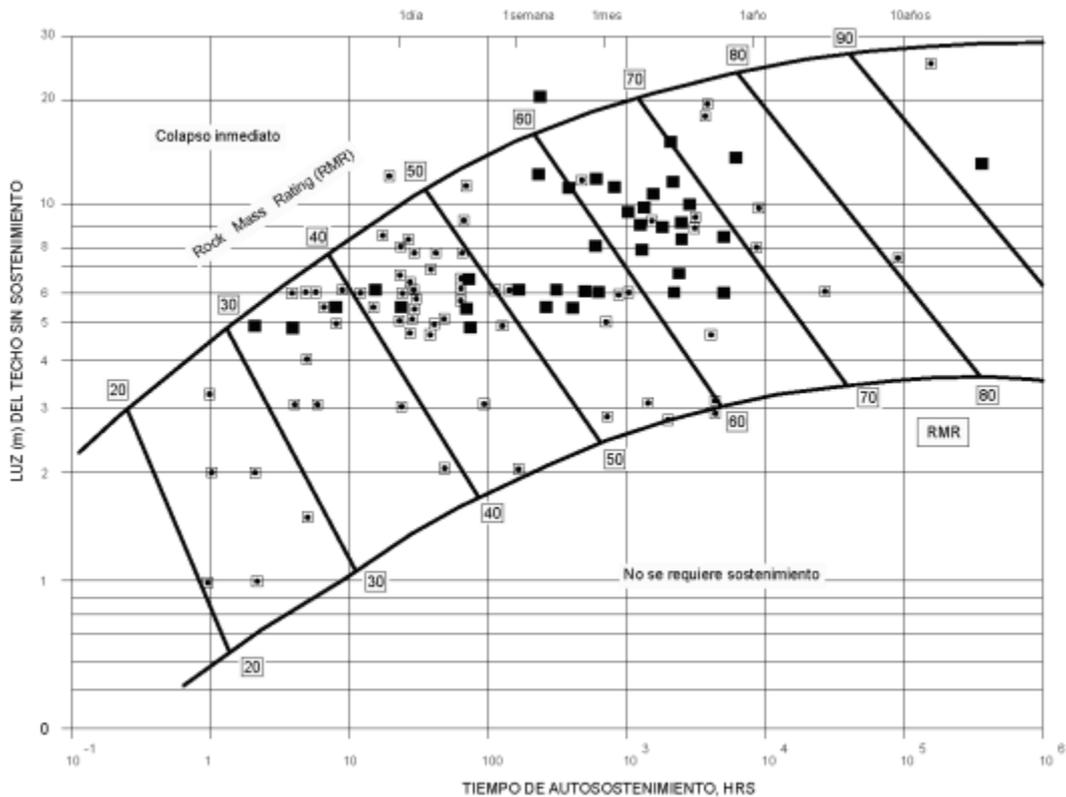
d) Tiempo de auto sostenimiento

La clasificación de Bieniawski brinda una idea realista acerca del tiempo que permanecerá autoestable una excavación sin sostenimiento. Es así, que el sistema

propuesto por Bieniawski correlaciona el ancho de la excavación con el tiempo del autosostenimiento.

Figura 12

Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989)



Fuente: Osinergmin

e) Secuencia de explotación

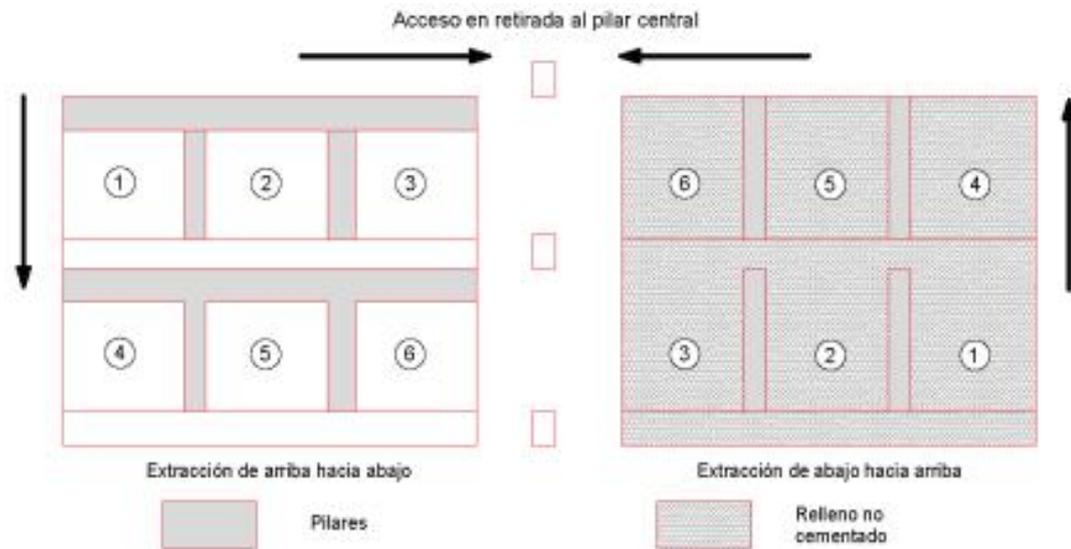
La secuencia de explotación se refiere “al orden de minado de los diferentes tajos planificados y diseñados” (Osinergmin, 2017, p. 80). Asimismo, la secuencia de minado tiene influencias en la estabilidad global de la mina, ya que afecta el reacomodo de los esfuerzos en cada tajeo extraído. Por otra parte, la secuencia de minado está determinado por los requerimientos de ley de mineral, características del cuerpo mineralizado y las consideraciones de los esfuerzos inducidos.

Algunos de las secuencias de minado son los siguientes:

- a) Secuencia de arriba hacia abajo, donde es indispensable el uso de relleno.

Figura 13

Secuencia de minado de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba

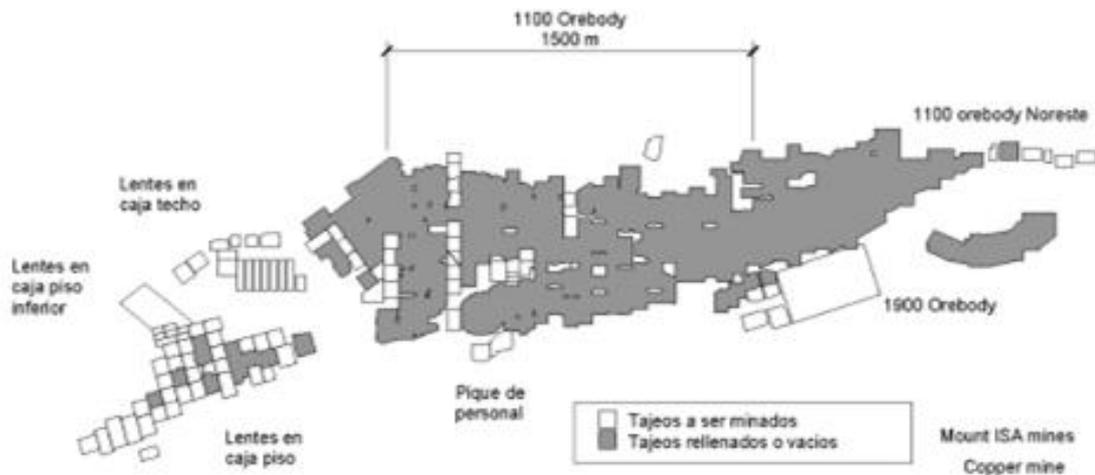


Fuente: Osinergmin

- b) Secuencia de minado de norte a sur, donde en un primer instante de debe determinar la secuencia de minado y seguir sistemáticamente.

Figura 14

Secuencia de minado de norte a sur

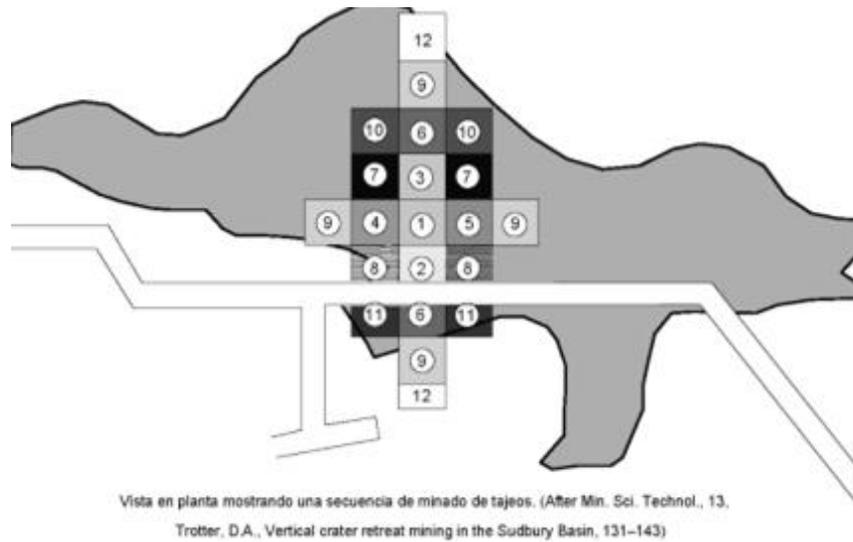


Fuente: Osinergmin

- c) Secuencia tipo damero, donde se extraen los tajeos de manera intercalada, utilizando relleno en pasta.

Figura 15

Secuencia tipo damero en cuerpos masivos

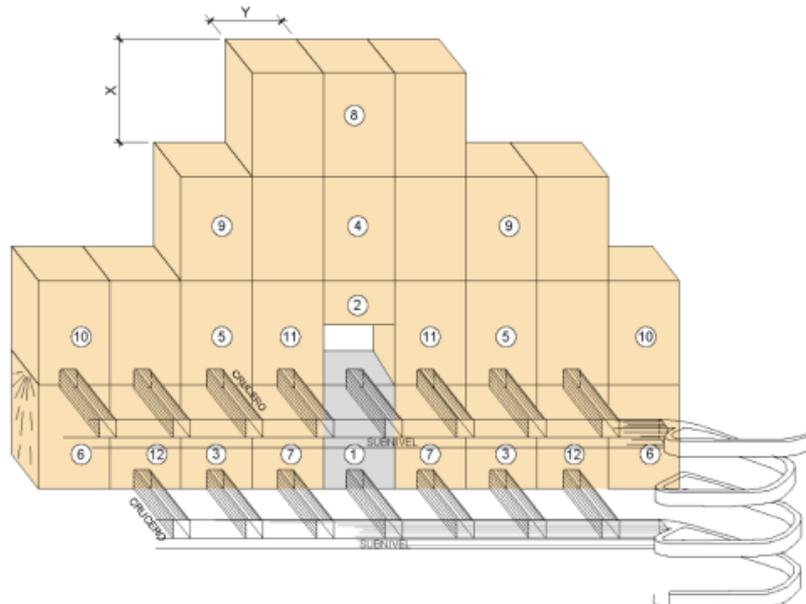


Fuente: Osinergmin

- d) Secuencia de minado en pirámide, donde se utiliza relleno cementado en los tajeros primarios.

Figura 16

Secuencia de minado en pirámide

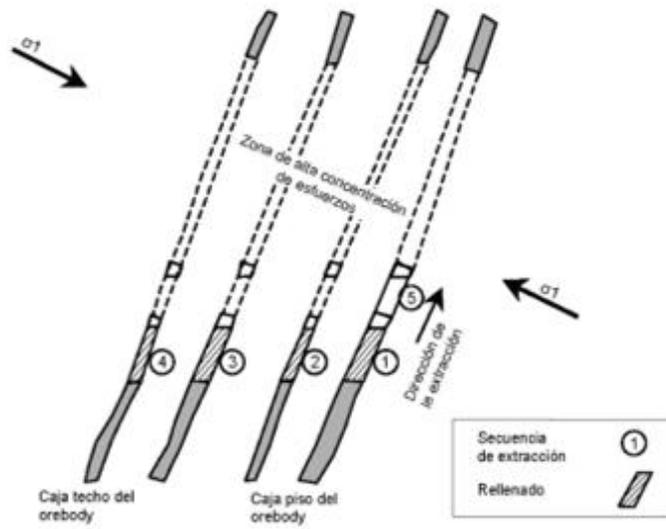


Fuente: Osinergmin

- e) Secuencia de minado de piso a techo, se emplea para minimizar las deformaciones en la caja techo utilizando una secuencia desde la caja piso hacia la caja techo.

Figura 17

Secuencia de minado de piso a techo



Extracción del tajo por la caja piso delante de otros tajos en el mismo corte.
(From Vilaesousa, E., Trans. Inst. Min. Metall., Sect. A Min. Ind., 105, A1-A10, 1996.)

Fuente: Osinergmin

2.3.4. Sostenimiento de excavaciones

a) Diseño de sostenimiento

Para el diseño de sostenimiento se considera los siguientes aspectos: las características del macizo rocoso, la influencia de esfuerzos naturales e inducidos, la dirección de la excavación con relación los rasgos estructurales, la forma y las dimensiones de la excavación, y la deformabilidad del macizo rocoso y de los elementos de sostenimiento. Asimismo, los sostenimientos pueden ser pasivos y activos. Los pasivos actúan en la superficie de la excavación o en su interior, y requieren que la roca se desplace o deforme para actuar. Los activos actúan en el interior del macizo rocoso, y son capaces de proporcionar refuerzo a la roca desde el momento de su instalación.

b) Tipos de sostenimiento de mina subterránea

Existen diversos tipos de sostenimiento de mina subterránea que pueden utilizarse de manera individual o de forma conjunta para estabilizar las excavaciones. Entre estos se encuentran los siguientes:

- **Pernos de anclaje**

Los pernos “proporcionan esfuerzos a la roca desde el instante mismo de su colocación, logrando que sea partícipe del sostenimiento” (Osinergmin, 2017, p. 95). Asimismo,

existen diversos tipos de pernos que se diferencian por la característica del anclaje o por su capacidad de deformarse. Es así, que el tipo de perno a emplearse se determinará de acuerdo a las características del macizo rocoso.

Figura 18

Características de pernos de anclaje

Propiedades de los pernos de anclaje		
Tipo de perno	Resistencia del límite elástico (ton)	Resistencia a la ruptura (ton)
5/8" perno mecánico	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (ss-33)	8.5	10.6
Split set (ss-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
Swellex deformable	N/A	9.5
Super Swellex	N/A	22
20mm barra (#6)	12.4	18.5
22mm barra (#6)	16	23
25mm barra (#6)	20.5	30.8
#6 Dywidag	11.9	18
#7 Dywidag	16.3	24.5
#8 Dywidag	21.5	32.3
#9 Dywidag	27.2	40.9
#10 Dywidag	34.6	52
1/2" Cable bolt	15.9	18.8
5/8" Cable bolt	21.6	25.5
1/4"x4" Strap(MS)	25	39

#6 relacionado a 6/8", #7 relacionado a 7/8" de diámetro

Fuente: Osinergmin

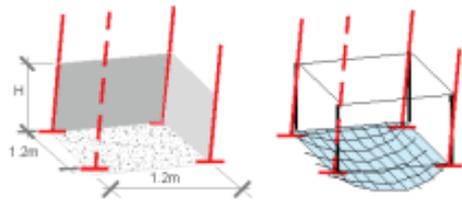
- **Malla metálica**

La malla metálica es un sostenimiento de seguridad que deberá ser “capaz de soportar los fragmentos de roca (pequeños) que se pueden desprender entre un perno a otro, es muy efectiva y económica comparada con otros sistemas de retención de rocas sueltas” (Osinergmin, 2017, p. 98). Asimismo, existen tres tipos de mallas: malla no metálica, malla de alambre tejido (es muy flexible y se emplea para contener de la caída de rocas del techo de la mina) y malla electro soldada (es más rígida).

Figura 19

Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos

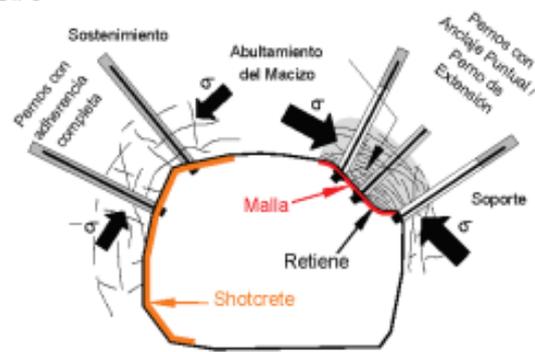
SOSTENIMIENTO - MALLA ELECTROSOLDADA - CALIBRE # 6



RESISTENCIA A CARGARSE DE MALLA ELECTROSOLDADA CALIBRE # 6 (0.2" DIAM) 4"x4" 3.3 toneladas

$H \times 1.2m \times 1.2m \times 2.6/m^3 = 3.3$ toneladas. Capacidad de cargarse resultando en altura de la carga abultada (profundidad de la carga abultada) de 0.8m. Notar que se utilizó el peso unitario para un resultado conservador, es decir, si utilizamos el peso unitario de la roca quebrada la altura sería mayor. Se recomienda cortar/rehabilitar la malla cuando el abultamiento sea de 0.3-0.6m. *Basado en Roca de Gravedad Específica de 2.6

a)



b)

a) Empleo de malla metálica de: 10cm x 10cm N°6 para suspender bloques sueltos que se encuentran entre perno y perno. $H \times 1.2m \times 1.2m \times 2.6 T/m^3 = 3 T$ (la altura H ha sido estimada en 0.9m). Para un diseño convencional mantener H entre 0.3 a 0.6.

b) Malla metálica empleada para retener los bloques de roca eyectados por la actividad microsísmica. En este caso la malla metálica tiene una capacidad de absorción de energía de 3 - 6 kJ/m²

Fuente: Osinergmin

Figura 20

Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos

MALLA – RESISTENCIA AL ABULTAMIENTO DISTRIBUCIÓN 1.2 m x 1.2 m	
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 4)	Resistencia Abultamiento = 3.6 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 6)	Resistencia Abultamiento = 3.3 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 9)	Resistencia Abultamiento = 1.9 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 12)	Resistencia Abultamiento = 1.4 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 2.9 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 galvanizado)	Resistencia Abultamiento = 1.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.2 toneladas
Calibre 4 =0.23" diámetro. Calibre 6=0.20" diámetro. Calibre 9=0.16" diámetro. Calibre 11=0.125" diámetro. Calibre 12=0.11" diámetro. Resistencia al Corte del Shotcrete = 2 MPa=200 toneladas/m ²	

Fuente: Osinergmin

- **Concreto lanzado**

El concreto lanzado es un “mortero que es transportado a través de mangueras y lanzado neumáticamente sobre la superficie a recubrir, fraguando, endureciendo y adquiriendo considerable resistencia” (Osinermin, 2017, p. 99). Asimismo, el concreto lanzado tiene dos efectos marcados en la roca: a) sella la superficie de la roca cerrando las fracturas y b) evita la descompresión y la alteración de la roca. Y actualmente se suele emplear concreto reforzado con fibras de acero y sintéticas.

Figura 21

Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice

Componentes	Mezcla seca		Mezcla húmeda	
	kg/m ³	% materiales secos	kg/m ³	% materiales Húmedos
Cemento	420	19	420	18.2
Aditivo de sílice	50	2.2	40	1.7
Mezcla de agregados	1670	75.8	1600	69.2
Fibras de acero	50	2.2	50	2.2
Acelerante	13	0.6	13	0.6
Superplastificante	-	-	6 litros	0.2
Reductor de agua	-	-	2 litros	0.08
Incorporador de aire	-	-	si requiere	
Agua	controlado a la boquilla		180	7.8
Total	2203	100	2311	100

Fuente: Osinermin

- **Cable bolting**

Los cables bolting “son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro en la masa rocosa” (Conde, 2019, p. 28). Asimismo, existen diferentes tipos de cables bolting como efecto jaula simple, bulbo simple y jaula tuerca.

Figura 22

Características de los cables bolting

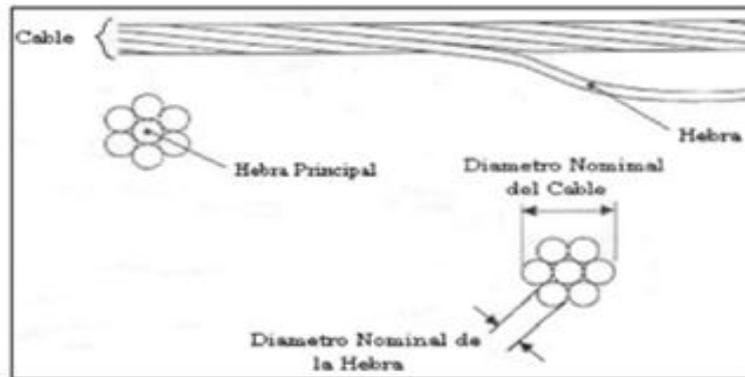
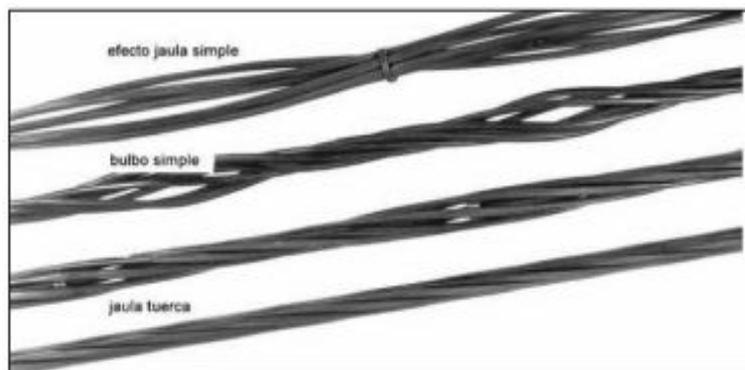


Figura 23

Tipos de cables bolting



Los cables bolting son “efectivos para detener el movimiento de la roca encajonante de los tajeos de explotación y otras excavaciones mayores” (Osinergmin, 2017, p. 100). Asimismo, los cables de anclaje, en labores mineras, por lo general son del tipo cementados sin tensión y se instalan antes del comienzo de la explotación del tajeo y podrán continuar colocándose conforme avanza ésta.

- **Consideraciones para utilización de cables bolting**

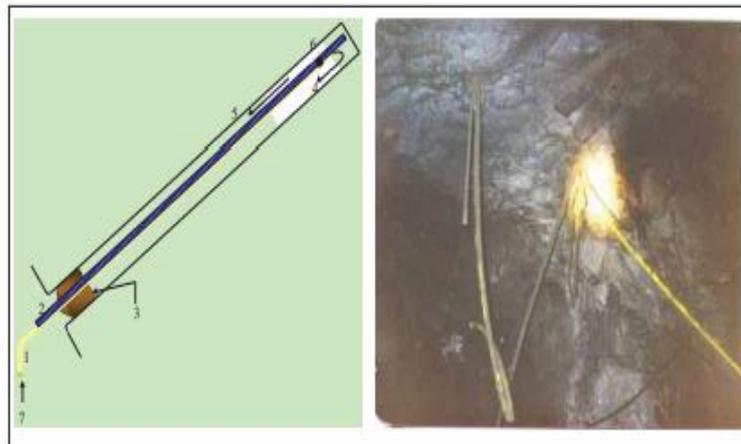
Se debe tener las siguientes consideraciones para la utilización de cables bolting: a) son utilizados en condiciones de rocas duras, moderadamente fracturadas o fracturadas, que presenten bloques grandes a medianos, con RMR mayor o igual a 40 o cuando se quiere asegurar una franja de roca débil entre dos franjas de roca competente, b) son instalados predominantemente en forma no tensionada para el sostenimiento en tajeos y también para el sostenimiento permanente de ciertas estructuras rocosas asociadas al minado. También se pueden utilizar como prerenforzamiento antes del minado de un tajeo. (Conde, 2019)

- **Método de instalación de cable bolting**

Los dos métodos de instalación más empleados son los siguientes: método Malkoski y método de Boca Taponeada. En el primer método se hace uso de materiales como: Manguera PVC de $\frac{3}{4}$, Cable de Acero de 7 torones de $\frac{5}{8}$, Tapón cuña, hilacha y/o papel, Descarga de pasta de cemento, Pasta de cemento, Cinta adhesiva, e Inyección de lechada de cemento.

Figura 24

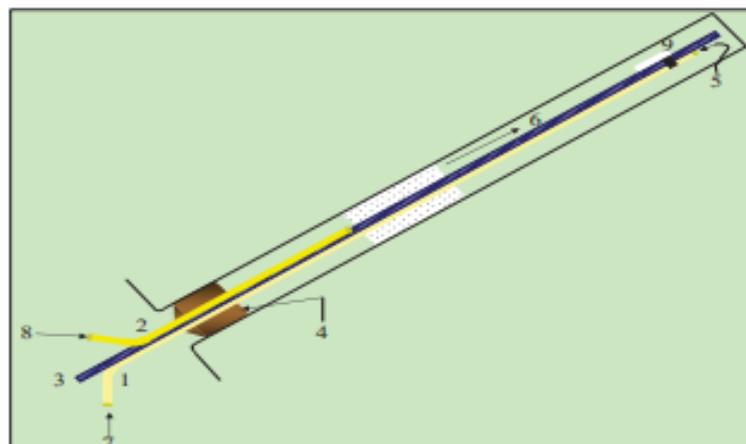
Método Malkoski



Y el método de Boca Taponeada hace uso de los siguientes materiales: Manguera PVC de $\frac{1}{2}$, Manguera PVC de $\frac{3}{4}$, Cable de Acero de 7 torones de $\frac{5}{8}$, Tapón de Cemento con hilacha, Ingreso de aire al tubo, Pasta de Cemento, Tubo de $\frac{1}{2}$ " en balde con agua, Inyección de lechada de cemento, y Cinta adhesiva.

Figura 25

Método de Boca Taponeada



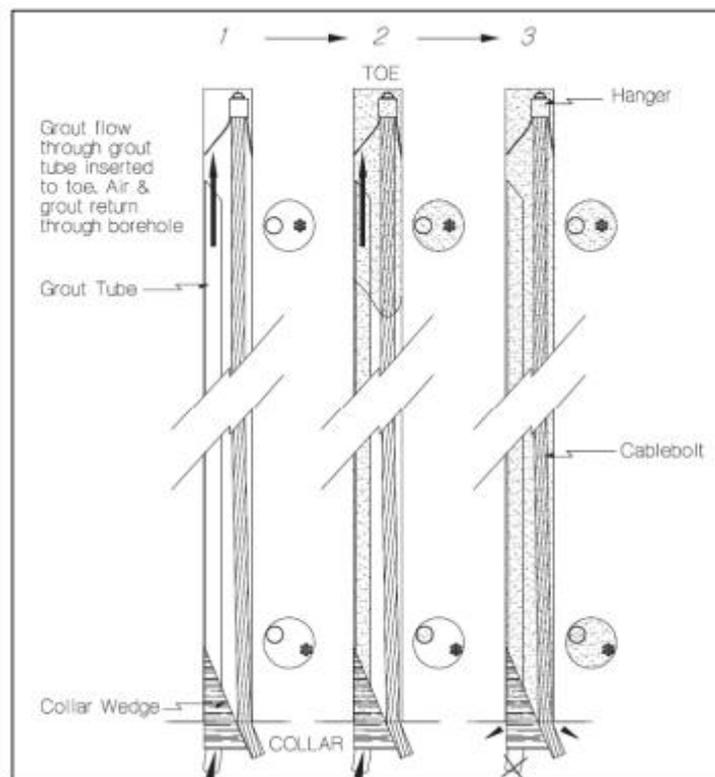
- **Procedimiento de instalación de cable bolting**

Los procedimientos son los siguientes:

- Perforación: Los taladros para anclajes serán perforados en los sitios de ubicación considerando las longitudes, inclinaciones y diámetros mostrados en los planos y tablas aprobadas.
- Limpieza de taladros y sobre perforación: Después de haber culminado la perforación se deberá limpiar los taladros antes de proceder con la instalación de los cables.
- Inserción del cable de acero: Los cables serán instalados de acuerdo a los planos y detalles aprobados con anterioridad.
- Lechada con cemento e instalación: La mezcla empleada para fijar el anclaje a la roca debe ser fluida y estable, y debe tener una resistencia mayor a los 21 MPa.

Figura 26

Procedimiento de instalación de cables bolting



- **Cimbras metálicas**

Las cimbras metálicas son “arco compuestas por perfiles metálicos de acero que se ajustan a la sección típica del túnel” (Osinergmin, 2017, p. 102). Y tiene como objetivo

primordial soportar la roca suelta del techo y de las paredes laterales del túnel. Este tipo de soportes se emplea cuando las rocas están muy fracturadas y son deleznable. Asimismo, existen dos tipos de cimbras: rígidas y deslizantes. Las rígidas suelen tener platinas y pernos con tuercas para formar una estructura sólida. Y las deslizantes están formados por tres segmentos que se deslizan entre ellos.

- **Otros tipos de sostenimiento**

Entre otros tipos de sostenimiento se encuentran los puntales de madera, paquetes de madera, cuadros de madera, y pre refuerzo del macizo rocoso.

c) Control de calidad de sostenimiento

El control de calidad de los elementos de sostenimiento es importante ya que permite verificar y asegurar el rendimiento de los diversos elementos de soporte. Asimismo, el control de calidad del sostenimiento se deberá realizar antes, durante y después de la instalación.

- **Pre instalación**

Se deberá tener cuidado en el traslado, almacenamiento y manipulación de los elementos de sostenimiento para que no se ocasionen deterioros y daños en cada uno de ellos. Es así, que la estrategia de control de calidad se deberá realizar desde la compra de los materiales.

- **Durante instalación**

El control de calidad durante la instalación del sostenimiento se podrá realizar empleando procedimientos que proporcionen información al operador que instala.

- **Postinstalación**

El control de calidad de materiales de sostenimiento instalados se deberá realizar a través de dos métodos de control: controles visuales y controles con instrumentación. Los controles visuales se realizan sin la presencia de instrumentos de medición, y los controles con instrumentación permiten cuantificar las cargas reales.

2.4. Marco conceptual

- **Perforación**

Acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico).

- **Discontinuidad**

Cambio abrupto en las propiedades físicas de materiales adyacentes en el interior de la Tierra.

- **Estabilidad**

Resistencia de una estructura, un talud o un muro de contención, a la falla por deslizamiento o colapso bajo condiciones normales, para las que fue diseñado.

- **Seguridad industrial**

Conjunto de actividades dedicadas a identificación, evaluación y control de los factores de riesgo que pueden ocasionar accidentes de trabajo.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

Es tipo de investigación aplicativo que “tiene por objetivo la generación de conocimiento con aplicación directa y a mediano plazo en la sociedad o en el sector productivo” (Lozada, 2014, p. 35). Y presenta un gran valor agregado, ya que emplea el conocimiento empleado en la investigación básica. Es así, que en esta investigación se busca aplicar los parámetros geomecánicos para el diseño de cables cementados en la compañía minera Iscaycruz.

3.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es explicativo, ya que “intenta ir más allá de la investigación exploratoria y descriptiva para identificar las causas reales de un problema” (Abreu, 2012, p. 194). Por ello, en esta investigación se trata de explicar la aplicación de los parámetros geomecánicos para el diseño de cables cementados en la compañía minera Iscaycruz.

3.3. Diseño de investigación

Es una investigación experimental de tipo cuasi experimental, que tiene como objetivo “poner a prueba una hipótesis causal manipulando (al menos) una variable independiente donde por razones logísticas o éticas no se puede asignar las unidades de investigación aleatoriamente a los grupos” (Fernández et al., 2014, p. 756). Es así, que en esta investigación la aplicación de los parámetros geomecánicos va generar efectos en el diseño de los cables cementados en la compañía minera Iscaycruz.

3.4. Población

La población de estudio “es un conjunto de casos, definido, limitado y accesible, que formará el referente para la elección de la muestra que cumple con una serie de criterios

predeterminados” (Arias et al., 2016, p. 201). Es así, que la población de esta investigación es la mina Iscaycruz.

3.5. Muestra

La muestra es “un subconjunto o parte del universo o población en que se llevará a cabo la investigación” (López, 2004, p. 69). Siendo así, una parte representativa de la población. Y la muestra de esta investigación son las siguientes unidades mineras de la mina Iscaycruz: Limpe Centro, Chupa y Tinyag.

3.6. Muestreo

El muestreo es “el método utilizado para seleccionar a los componentes de la muestra del total de la población” (López, 2004, p. 69). De esta manera, el muestro empleado para esta investigación es no probabilístico de tipo intencional.

3.7. Metodología

Este trabajo de investigación se llevó a cabo a través de tres fases, las cuales se exponen a continuación:

3.7.1. Recopilación de datos y planeación del trabajo de campo

En esta fase se hizo una descripción de los aspectos generales relacionados a la mina y operación, como ubicación, geomorfología, el ambiente donde se desenvuelve el minado y los recursos disponibles en la zona.

3.7.2. Fase de campo

En esta fase se recolectó datos sobre la situación actual de minado y tecnología usada en las operaciones unitarias propias de la explotación y la tecnología usada en el relleno.

3.7.3. Fase posterior al trabajo de campo

Y en esta tercera fase se evalúa la aplicación de los parámetros geomecánicos en el diseño de cables cementados. Asimismo, se considera los aspectos geomecánicos que intervienen en el diseño de cables cementados. También se describen las técnicas de colocado, los costos del cableado que a pesar de ser alto, se implementará para alcanzar niveles de seguridad tanto para el personal como equipos.

3.8. Unidad de análisis

La unidad de análisis de esta investigación son los cables cementados, que son diseñados a partir de los parámetros geomecánicos de la mina Iscaycruz.

3.9. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.9.1. Observación

Esta técnica se empleó para describir aspectos generales relacionados a la mina y el nivel de operación.

3.9.2. Registro de datos de campo

Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos. Para ello, se empleó programas como Dips, Unwedge y Fhases.

3.9.3. Análisis de datos

Se realiza el análisis de los aspectos geomecánicos que intervienen en el diseño de los cables cementados. Para ello, se empleó el programa de Microsoft Excel.

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

4.1. Antecedentes del método de minado

Para determinar el Método de Explotación, se considera las condiciones desfavorables de la masa rocosa del depósito de Iscaycruz, los cuales definen un nuevo método de explotación que permite una alta recuperación, cumpliendo los estándares de seguridad para el personal y equipo. Las condiciones geomecánicas y geotécnicas determinan un método de explotación de “Subniveles en retirada Bajo Relleno Consolidado” (S.R.U.C.F).

4.1.1. Calidad del macizo rocoso

La determinación de la calidad del macizo rocoso según los parámetros de Bieniawski (1989), las cuarcitas de la formación chimú presentan calidad “Buena” (RMR 61-80), cerca al contacto con la Formación Santa hay un paquete incompetente de Margas y material carbonoso de calidad “Muy mala” (RMR -25), y en el contacto se encuentra un paquete transicional de areniscas, cuarcitas y calizas de calidad “Regular” (RMR 41-60).

La roca de la Formación Santa se presenta muy fallada y fracturada, observándose zonas con brechas de fallas y los cuerpos mineralizados en algunos casos deleznales, con calidades que varían desde “Muy malas” (RMR-20) a “Malas” (RMR 21-40) y parcialmente “Regulares” (RMR-41-60).

La Formación Carhuaz, poco muestreado presenta horizontes calcáreos y lutitas determinando una calidad “Mala” (RMR 21-40).

Esta identificación geomecánica varía seriamente por la presencia de agua que altera la resistencia del material donde atraviesa.

4.1.2. Métodos comparados

El método de explotación adoptado es el resultado de diferentes estudios comparativos durante la preinversión, los métodos evaluados son:

El corte y relleno ascendente convencional, planteaba una situación de riesgo por la discontinuidad de la calidad de la masa rocosa y de las orientaciones desfavorables de las excavaciones considerados en el diseño, tal que obligaba el uso de sistemas de sostenimientos en los tajeos que afectan la productividad y seguridad de la operación.

El corte y relleno ascendente tipo “drift & fill”, la desventaja de este método era tener demasiado tajeos abiertos que tenían dificultad de sostenimiento y no garantizaba las cotas de producción, asimismo la posibilidad de encontrar terrenos perturbados en los cortes superiores por inadecuado contacto de relleno que significaba un riesgo adicional a la aplicación del método.

El corte y relleno descendente convencional tenía mejor posibilidad en cuanto a la estabilidad de las excavaciones y seguridad de operación, pero la desventaja es muy costosa y de baja productividad.

Con el fin de determinar un método de explotación muy favorable los directivos de EMISA realizaron visitas técnicas a las minas de EE UU Carlin, Escay Creek y Lupin en Canadá, trayendo las técnicas iniciales del SRUCF (Sublevel Retreat Under Consolidated Fill). EMISA implementa este método basados en las condiciones naturales del yacimiento de Iscaycruz el cual le brinda en la actualidad eficiencia y seguridad en sus operaciones.

4.2. Método de explotación “subniveles en retirada bajo relleno consolidado”

El método seleccionado debía adecuarse a las condiciones naturales del yacimiento y los recursos disponibles tal que permita recuperar los altos valores de zinc y controlar las condiciones desfavorables de la masa rocosa, los cuales determinaron que el método “Sub niveles en Retirada Bajo Relleno Consolidado” permitía recuperar con una mínima dilución y condiciones de seguridad para el personal y equipo, garantizando su continuidad de minado.

4.2.1. Descripción del método

- De la rampa de acceso en cada nivel se construye una cortada de 3.5 m x 3.5 m, a partir del cual se desarrolla el crucero paralelo al cuerpo mineralizado.
- Se termina de delimitar con una galería que divide el cuerpo mineralizado de sección 3.5m x 3.5m.
- Este desarrollo es típico entre dos niveles dando una diferencia de 10 m en vertical.
- El puente de 10m de altura y de 3.5m de ancho, es desarrollado otro crucero perpendicular al rumbo del cuerpo que alcanza las cajas variando los tajos entre 10 a 35 m. Así queda determinado 6 tajeos como mínimo por nivel.
- La cara libre o slot, se realiza con voladura controlada desde el nivel inferior.
- el mineral arrancado se extrae por el nivel inferior con scoops a control remoto monitoreados por un visor.
- Para iniciar el relleno se pone un dique en la galería inferior luego se rellena por la parte superior.
- Cuando el relleno alcanza el nivel de la galería es topeado con un “rammer Jammer” hasta que se logre un topeo con el techo del tajo.
- La explotación se sigue en forma descendente bajo un techo de relleno consolidado.

4.2.2. Ventajas

Entre las ventajas del método de explotación se resumen en:

- La secuencia del minado se prosigue en un techo seguro (bajo un techo de relleno consolidado)
- Los cortes por sub niveles permite buena productividad.
- Según el macizo permite variar los anchos de minados hasta 7m.
- Se recupera el mineral con un 5% de dilución por sobre rotura de las cajas.
- Menor costo en perforación, explosivos y acarreo.
- Se puede retomar labores adyacentes a los 14 días de ser rellenos.

4.2.3. Desventajas

Como todo método de explotación sus desventajas son:

- La preparación de cada nivel implica un buen desarrollo en desmonte.
- Este método obliga a tener labores ciegas el cual se requiere de ventilación forzada.
- El costo de relleno y sostenimiento muy elevados.

Figura 27

Secuencia típica de preparación Mina Iscaycruz

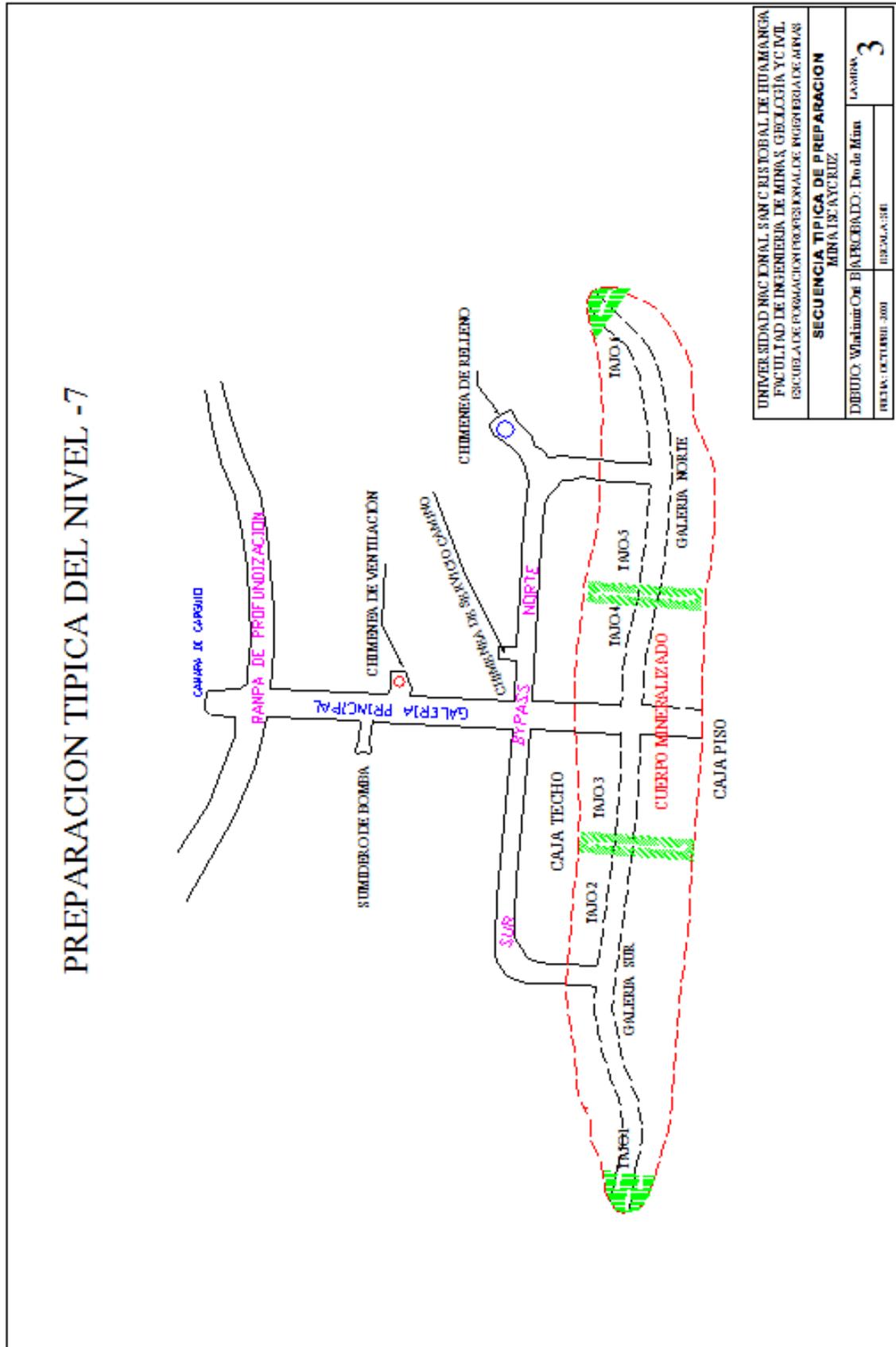
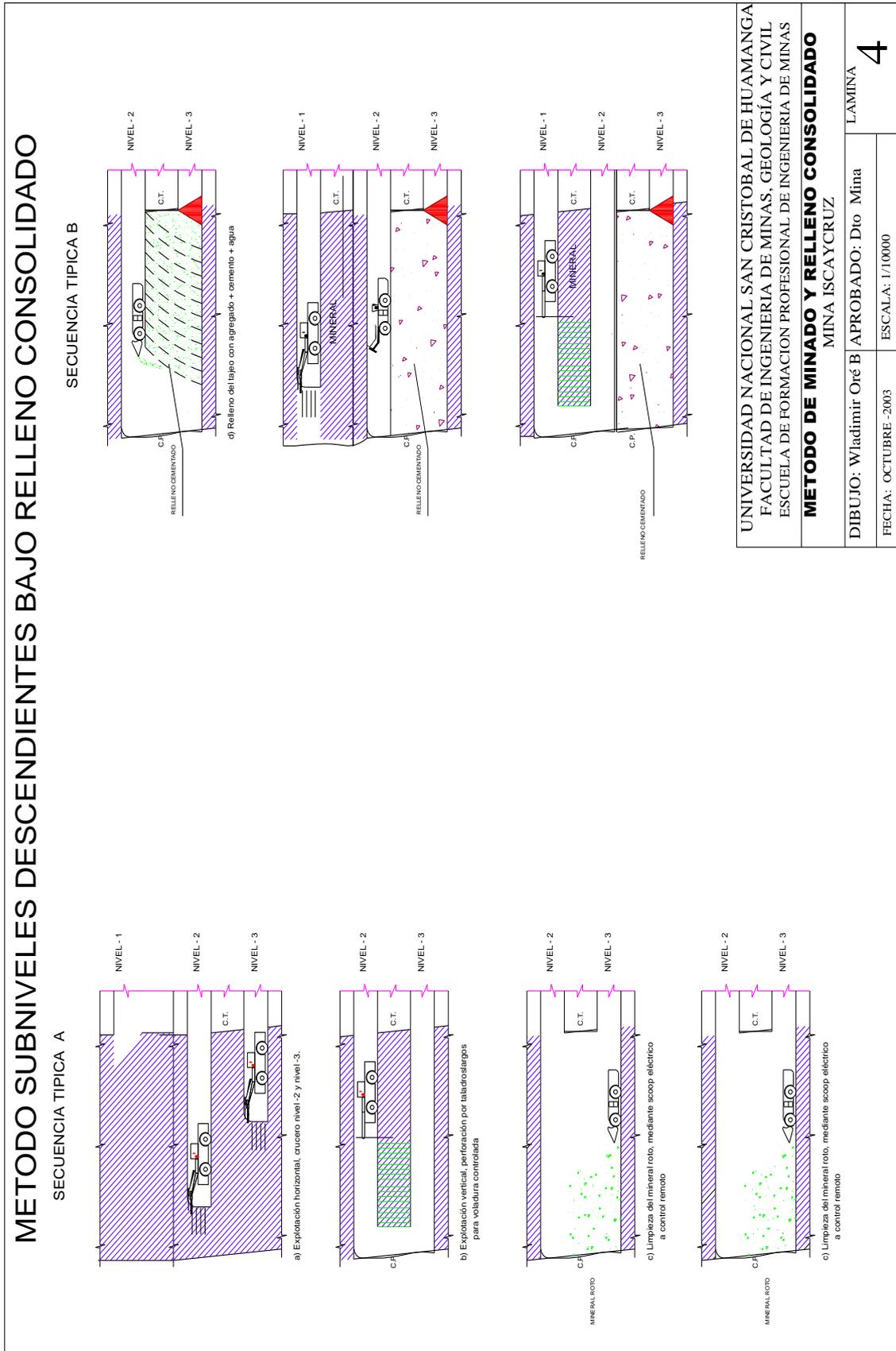


Figura 28

Método de minado y relleno consolidado Mina Iscaycruz



4.3. Etapas de producción de minado

4.3.1. Nivel de producción

La alta mecanización de la perforación y acarreo, la mina Iscaycruz permite seguir desarrollando innovaciones dentro de su unidad con el fin de obtener una explotación eficiente, dicho éxito radica en el paralelismo de los cruceros entre los sub-niveles, la rapidez de rellenar los espacios vacíos y como su calidad de relleno, así, muestra la tabla de producción de sus unidades:

Tabla 2

Producción diaria y mensual de mina Iscaycruz

PRODUCCION DIARIA Y MENSUAL MINA ISCAYCRUZ					
MINA	TMS/DIA	TMS/MES	% Zn	% Pb	% Cu
Limpe Centro	1,980	59,400	16.80	1.40	0.08
Chupa	370	11,000	10.20	0.02	0.15
Tinyag	50	1,500	7.80	0.04	1.05
TOTAL	2,400	71,900	15.30	1.81	0.21

4.3.2. Ciclos de operación

Las etapas de la operación de minado de las labores de Iscaycruz son:

- Perforación
- Voladura
- Ventilación
- Limpieza y transporte de mineral
- Sostenimiento y relleno

De lo descrito el ciclo más crítico viene a ser la dificultad de ventilación en la profundización incluyendo el sistema de bombeo que se cuenta por la cantidad de agua de filtración.

4.3.3. Perforación

a) Equipos de perforación

La perforación de los frentes de avance en la mina Iscaycruz se realizan con un equipo Jumbo, Electro hidráulico rotopercutivas, Boomer H-104, longitud de barra de 12 ft. Para la perforación de los tajos se utilizan Jumbos hidráulicos Atlas Coopco H-104 con dispositivo SIMBA, cuya característica es que tienen barras de acople de 4pies quienes alcanzan las distancias requeridas, este mismo equipo se utiliza para la perforación de los taladros para los cables cementados.

Tabla 3*Características del Boomer H-104*

CARACTERISTICAS DEL BOOMER H-104	
Marca	Atlas coopco
Potencia motor	60 KW
Tensión	440 V
Frecuencia	60 Hz
Peso aproximado	7600Kg
Dimensiones	L=5.20 mt ; A=1.50mt ; H=2.20 mt
Motor electrico	37 Kw
Baterias	2x12V ; 70 Ah
Frenos, motor de desplazamiento diesel	velocidad 30 km /hora
Gatas de estacionamiento	hidráulico

Tabla 4*Características del jumbo modelo Simba H-281*

CARACTERISTICAS DEL JUMBO MODELO SIMBA H-281	
Marca	Atlas Coopco
Motor diesell	potencia 34 Kw , Max 2300rpm
Motor electrico	tensión 440 v ; 1775 rpm
	potencia 52 Kw ; 86 Amp.
Ancho (Ancho gata extendida)	1.80 mts (3.0 mts)
Largo	10 mts
Largo de pluma	3.0 mts
Altura maxima	3.0 mts
Altura minima	2.20 mts
Giro de pluma	360°
peso	7500 Kg

b) Malla de perforación en desarrollos

Las mallas de perforación en desarrollos son de corte quemado, la distribución de taladros responde al diseño que se considera el factor roca, explosivo y geometría de disparo, los que se muestran en el siguiente resumen.

Tabla 5*Descripción de la malla de perforación en desarrollos*

ITEM	DESCRIPCIÓN	RESUMEN
1	Sección	4m x 3.5m
2	Longitud de taladros	11 ft
3	Diámetro de broca	51mm
4	Diámetro de rimadora	5 pg
5	Arranque	5
6	Ayuda de arranque	4
7	Arrastres	3
8	Cuadradores	4
9	Corona	1
10	Alivio	2
11	Total	19

Para el caso de la rampa se tiene el siguiente resumen:

Tabla 6

Descripción de la rampa

ITEM	DESCRIPCIÓN	NUM-TAL	NUM-CART	Kg -ANFO
1	Sección	4m x 4m		
2	Gradiente	12%		
3	Longitud de barra	14 ft		
4	Arranque	4	4	13.5
5	Ayudas de arranque	8	8	26.9
6	Taladro de producción	7	7	23.8
7	Cuadradores	9	9	30.3
8	Arrastres	5	5	16.8
9	Ayudas de arrastre	4	4	13.7
10	Alivios	2	0	0
11	Total	39	37	125

c) Malla de perforación y Slot

Específicamente la malla de arranque o cara libre, se desarrolla para iniciar el tajo y que está ubicado al piso de cada tajo figura de la lámina N° 4.

Tabla 7

Descripción de la malla de arranque

ITEM	DESCRIPCIÓN	RESUMEN
1	<i>Sección</i>	2m x 2m
2	Puente	5m
3	Diámetro de broca	64mm
4	Diámetro de rimado	5 pg
5	Long taladro	5 m
6	Arranque	3 rimados
7	Cuadrados	4
8	Total taladros	7

Una vez de realizar la cara libre se inicia con la perforación de los taladros de producción que responden a los siguientes parámetros.

Tabla 8*Descripción de la perforación de taladros de producción*

ITEM	DESCRIPCIÓN	RESUMEN
1	Sección	3.5m x 25m
2	Tipo de corte	V
3	Long-taladro	5m
4	Total –taladros	40
5	Espaciado (variable)	2.40 m a 1.0 m

4.3.4. Voladura**a) Agentes de voladura**

Los explosivos para las voladuras que se usan en Iscaycruz es el ANFO y la EMULSIÓN, este último es poco difundida al cual lo referiremos en algunas líneas.

Es un elemento bifásico en forma de dispersión estable de un líquido inmiscible, higroscópico y es producto de la mezcla de agua y aceite.

Tabla 9*Componentes principales*

Emulsiones (dispersión de agua en aceite)	Líquido (solución de Nitrato de amonio y otras sales)	Líquido (Petróleo, aceites, emulsificantes, parafinas)	Gasificantes (Aire contenido en micro esferas de vidrio y otros gasificantes)
---	---	--	---

Este explosivo viene teniendo gran aceptación en la minería subterránea por tener baja concentración de gases tóxicos después de la explosión.

Tabla 10*Características de los explosivos*

EXPLOSIVO	DIMENSIÓN	VOD	PE
Emulsión	1 ½”x12”	4800 m/s	1.18 g/cm ³
Anfo	granel	3500 m/s	1.2 g/cm ³

b) Accesorios de voladura

Entre los accesorios de voladura se cuenta con fanel con micro retardos, para el amarre de la troncal se usa el pentacord 3p y como iniciador de tanda fulminante común número 8 con guías de seguridad.

Tabla 11

Accesorios de voladura

ACCESORIO	CONTENIDO	VELOCIDAD
Pentacord	Pentrita	7,000 m/s
Fanel	Aluminio	2000 m/s
Mecha de seguridad	Pólvora	55ft/s
Mecha rápida	Pólvora, y alambre de Cu	35 ft/s

c) Eficiencia y productividad

En el resumen siguiente se muestra los estándares que se logran durante la producción en la unidad minera de Iscaycruz.

Tabla 12

Cuadro de resumen

Labor	Sección (m)	Avance (m)	Material	Volumen (m ³)	Kg de explo	TN	Factores	
							Kg/tn	Kg/m ³
Gal	3 x 4.5	2.8	Mineral	37.8	36,24	136.08	0.41	1.49
Rampa	4 x 4	3.60	Desmonte	57.6	128	149.76	0.85	2.22
Tajeos	21.5 m2	8.4 m.l	Mineral	180.6	150	650.1	0.23	0.84

4.3.5. Acarreo y transporte

La compañía Minera Iscaycruz, para sus operaciones de acarreo y limpieza de mineral de frentes y tajeos cuenta con equipos de alta tecnología dotados de telemandos, los cuales logran resultados en eficiencia y productividad.

a) Equipos de limpieza

Para la limpieza de los frentes se usan los scooptram de ST-1000 de 6.0 y de cuyas características son:

Tabla 13*Descripción de los scootram de ST-1000 de 6.0*

ITEM	DESCRIPCIÓN	DIMENSIÓN
1	Ancho	2.8 m
2	Largo	9.60 m
3	Altura	2.20 m
4	Altura de carguío	4.0 m
5	Rendimiento horario	90 Tn/hr

Se tiene también equipos de menor capacidad como el scootram de 3.5yd 3, que operan en limpieza de frentes.

b) Equipos de acarreo

Para efectos de acarreo del mineral y la evacuación del desmonte, en la unidad minera se cuenta con camiones de bajo perfil “toro” de capacidad de 30 toneladas de características siguientes.

Tabla 14*Características de los camiones de bajo perfil*

ITEM	DESCRIPCION	DIMENSIÓN
1	Ancho	3.0 m
2	Largo	9.35 m
3	Alto	2.70 m
4	Altura de tolva	2.40 m
5	Diámetro de llanta	1.65 m
6	Longitud de tolva	5.0 m
7	Ancho interno	2.80 m
8	Capacidad	30 Tn

c) Rendimientos

El afán de remover el mineral, desmonte y relleno siempre estuvo directamente relacionado al nivel de disponibilidad de los equipos y al factor humano y otros como:

- Destreza del operador
- Distancia de limpieza

- Gradiente del terreno
- Visibilidad del acceso
- Capacidad de equipo.

4.3.6. Relleno

a) Tecnología de relleno

A la calidad del relleno se llegaron gracias a una estricta y detallada investigación basados principalmente en el requerimiento de resistencia al esfuerzo actuante en las labores *in-situ*, considerándose en el diseño para el cual se tomaron en cuenta;

- Identificar canteras con agregados requeridos.
- Control de la granulometría,
- Pruebas específicas con probetas en diferentes etapas y mezclas.

b) Relleno consolidado

Esta mezcla se obtiene de un control adecuado de sus componentes básicamente de la granulometría cuya cuantificación llega a un 50% de gruesos del tamaño de 3/8" a 2" y 50% de finos (arenas) con tamaños menores de 3/8"; inicialmente se ejecutaron un promedio de 400 pruebas para concluir que la mezcla requerida cumpla con la necesidad de resistencia, logrando con 5.5% de cemento Pórtland tipo I y la relación de agua cemento (a/c) de 1:2 de promedio.

Para comprobar la resistencia dependía de la granulometría y contenido de agua de los agregados llevándose un control estricto de calidad.

Por la demanda en cantidad de relleno se construye una planta de chancado, clasificación y de mezclado, ubicados cerca de la boca mina norte.

c) Diseño de relleno

En el diseño del relleno se considera con mayor importancia la humedad del material cuarcífero de la cantera por tener una absorción elevada de agua.

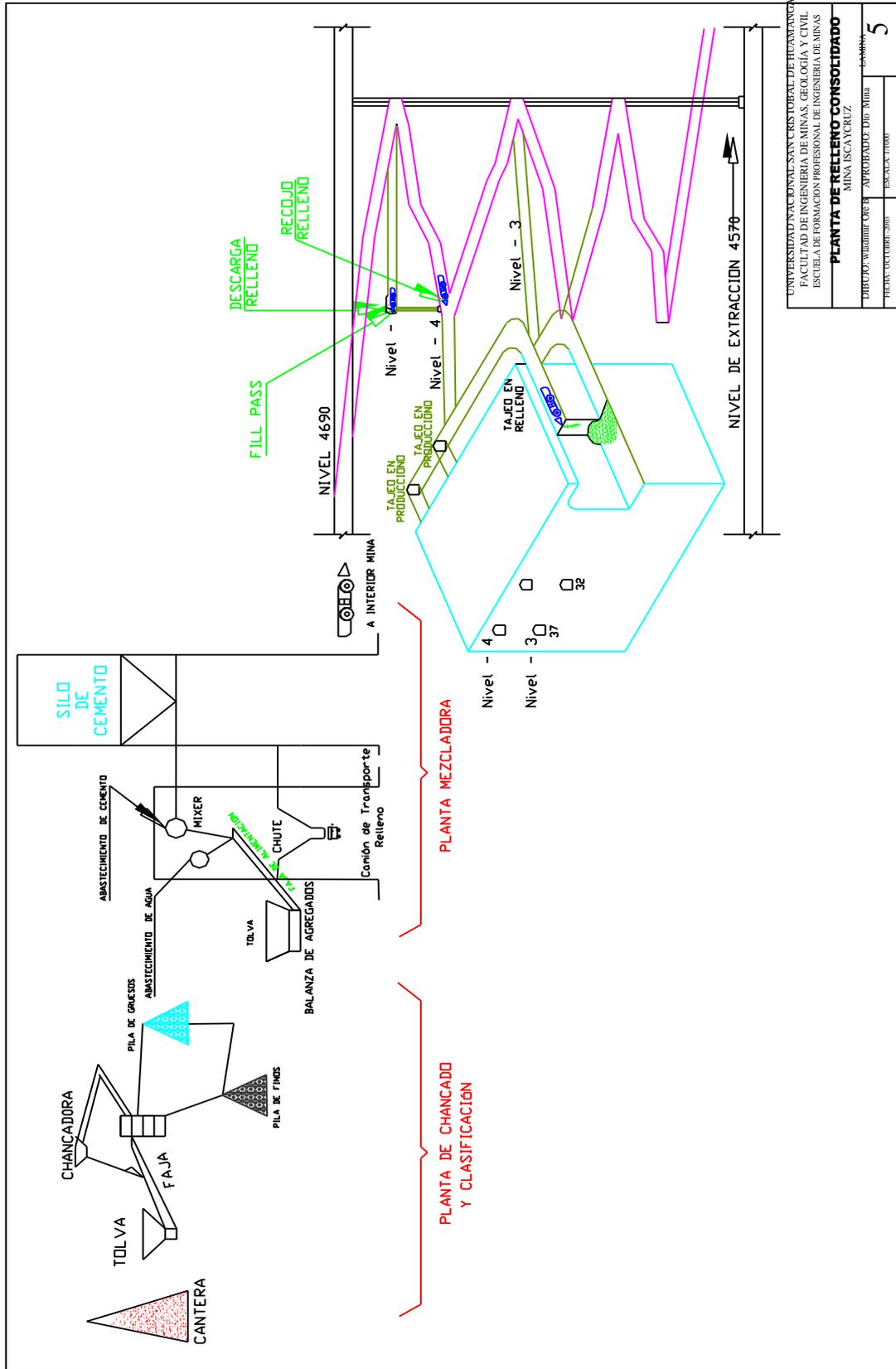
Agregado grueso; se considera a la grava de diámetro de 1 ½ pg y la gravilla de ¾ pg, y en caso del agregado fino se obtiene de la cantera de tinyag de características siguientes:

- Peso específico 2.04 gr/ cm³
- Porcentaje de absorción 2.0 %
- Porcentaje de humedad 11.5 %

El sistema de preparación se inicia en la planta de chancado, tolva de agregados, balanzas, faja transportadora, mezcladora, que se muestra en la lámina 05 diagrama de planta de relleno consolidado.

Figura 29

Planta de relleno consolidado mina Iscaycruz



- **Dosificación del concreto**

Tabla 15

Dosificación del concreto

%cemento	Cemento kg	Arena kg	Piedra kg	Agua lt	Relación a/c
5%	118	313	1851	115	0.97
4%	106	330	1890	103	0.97

- **Cálculo de relación agua y cemento**

$$V = A \times h$$

$$C_{agua} = p_{hume} - p_{seco}$$

$$AguaEfec = \frac{C_{Agua}}{V_{prob}}$$

$$Agua/m^3 = AguaEfec - \frac{\%absxPseco(fino)}{100} - \frac{\%absxP.seco(grueso)}{100}$$

$$Relacion\ A/C = \frac{Agua/m^3}{Peso,cemento}$$

- **Humedad del agregado**

Para este análisis se toma una muestra de agregado tanto del día y la noche y se obtiene del pesado de la muestra húmeda y de la muestra que se seca en una temperatura de 105 °C en un tiempo de una hora para determinar sus porcentajes se usan las siguientes relaciones.

$$\%deHumedad = \frac{P_{Humedo} - P_{Seco}}{P_{Seco}} \times 100$$

$$Cantidad\ fino = \left(\frac{P_{Humedo.fino}}{100} + 1 \right) \times P_{seco.fino} (Kg)$$

$$Cantidad\ Gruesa = \left(\frac{P_{Humedo.grueso}}{100} + 1 \right) \times P_{Secogrueso} (Kg)$$

$$Cantidad\ agua = Agua - (\%Humfino - \%AbsFino) / (100 - Humgrueso - \%Abasgrueso) / 100$$

Usando estas relaciones se determinan los siguientes valores:

% de absorción del agregado fino = 3.85

% de absorción del agregado grueso = 1.05

- **Cálculo de dosificación del concreto**

a) Pesos de los materiales

- Cemento = 3150
- A-Finos = 2520
- A- Grueso = 2570
- Agua = 1000
- Aire = 0.02
- P.U.C = 2400
- Peso del cemento = 72 Kg
- Peso del Agua = 70.96 Kg
- Relación (A/C) = 0.98
- % = 3,4

b) Pesos absolutos

- Cemento : $72/3150 = 0.0228$
- Agua : $86/1000 = 0.086$
- Aire : 0.02
- m = Suma de pesos Absolutos.
- $1-m = 1 - 0.12885 = 0.87114$
- Peso fino = $(1-m) \times P.e \text{ fino}$
- Peso Grueso = $(1-m) \times P.e \text{ grueso}$
- Finos 15% = 329 kg
- Grueso 85% = 1903 kg

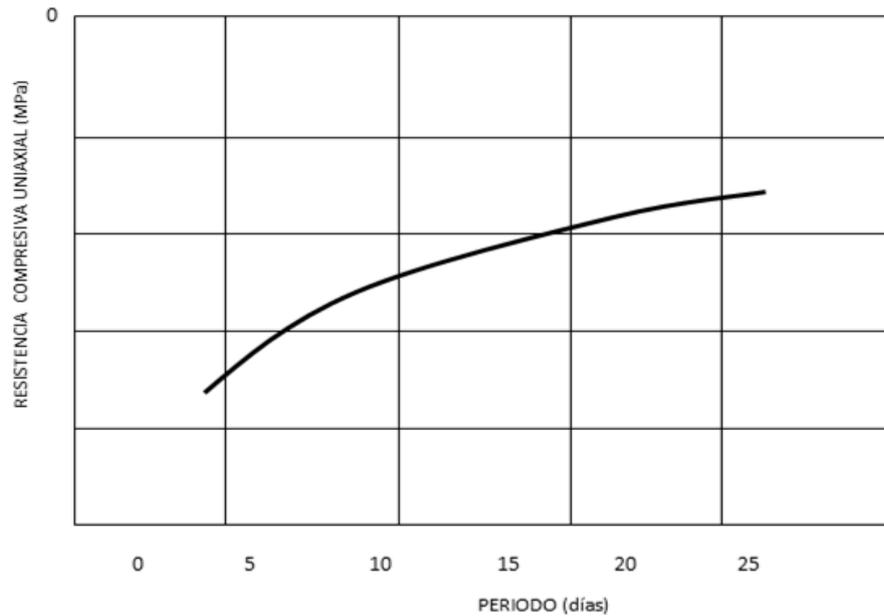
Tabla 16

Control de resistencia de la muestra

DÍAS	DIÁMETRO Cm	ÁREA cm ²	MUESTRA kg	CARGA Max	RESISTEN COMPRESIÓN	
					Kg/cm ²	Mpa
7	15.2	181.46	10.882	3500	19.29	1.93
14	15.3	183.25	10.711	6700	36.44	3.64
21	15	176.72	10.673	8800	49.80	4.98

Figura 30

Comportamiento del relleno



4.3.7. Sostenimiento

En la mina Iscaycruz, el uso de sostenimiento responde a un diseño considerando las condiciones geomecánicas del macizo, determinado elementos como pernos, cimbras, shotcrete.

a) El Shotcrete

Es el sostenimiento más importante en la mina Iscaycruz el mismo que se lanza un promedio de 28 m³ /día de mezcla, que equivale a 290 m² de área sostenida de 2'' de espesor, este es aplicado tanto en desarrollos y preparación; entre las peculiaridades del concreto lanzado responde a las siguientes especificaciones.

Tabla 17

Componentes del Shotcrete

ITEM	MATERIALES	PESO (kg/m ³)	VOLUMEN m ³
1	Cemento	420	10(0.255M3)
2	Agua	168	168 L
3	Arena	1675	38 P3
4	Aditivo	26	19 L
5	Fibra dramix	59	
6	Microsilica	25	

Esta relación, representa a un diseño para un metro cúbico de mezcla de donde se concluyen en sus eficiencias logradas.

- ✓ % de rebote de (25% a 35%)
- ✓ Rendimiento de un m³ de mezcla es de 10.5 m²
- ✓ Grado de compactación 1.35 pulg

Estas mismas se restringen a:

- ✓ Relación de A/C
- ✓ Granulometría del concreto
- ✓ Velocidad de proyección
- ✓ Ángulo de proyección
- ✓ Habilidad del operador

b) Pernos cementados

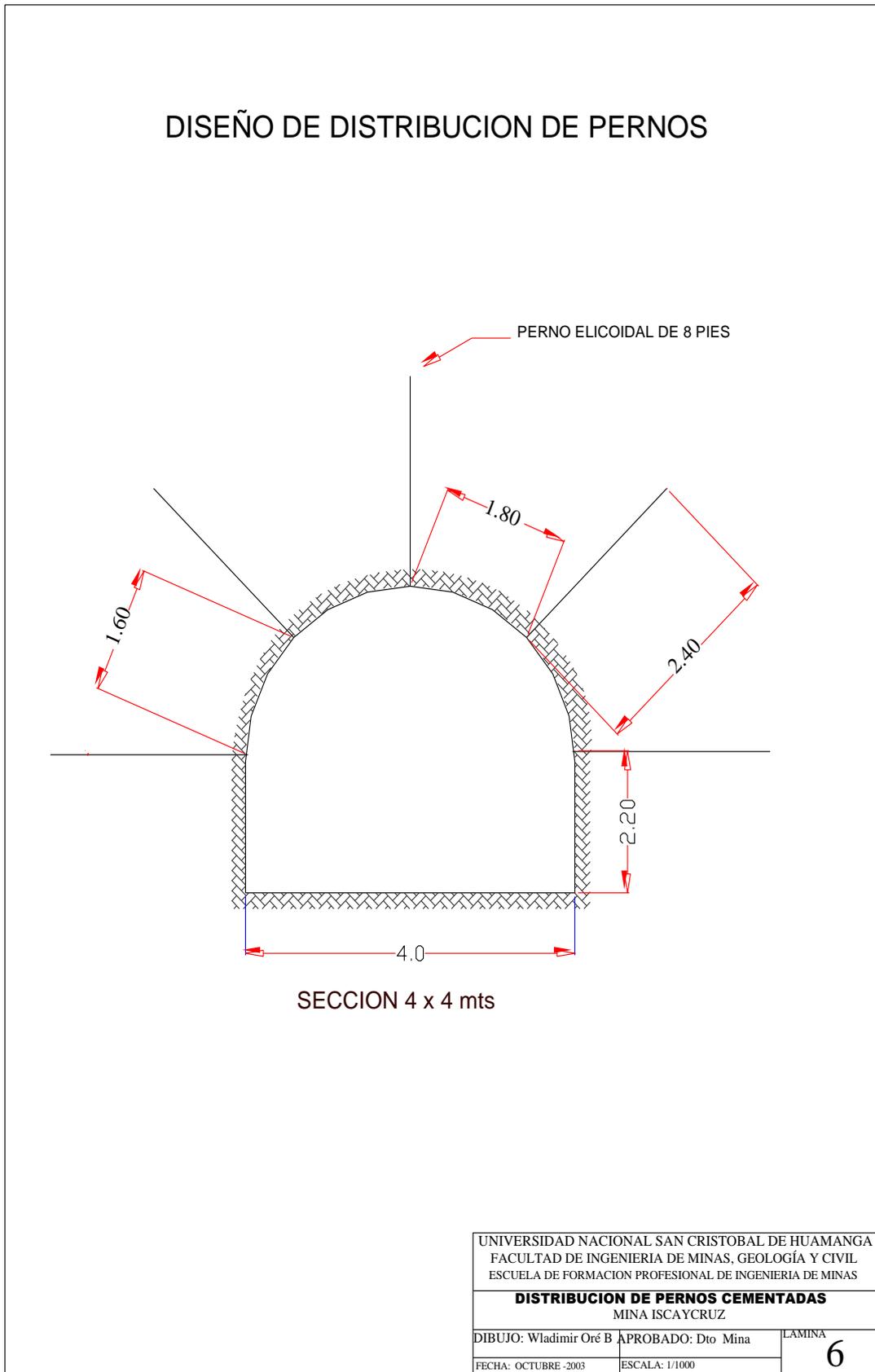
El otro elemento de sostenimiento que más se adapta a las condiciones estructurales del macizo rocoso de la mina Iscaycruz, es el perno cementado, y su aplicación en las labores responden a un diseño tanto en dirección y densidad, que por lo general son complementados con malla electro soldado.

Los pernos helicoidales son más usados por su facilidad de colocado y mayor resistencia a la tracción, y responde a las siguientes especificaciones.

- ✓ Diámetro de taladro 38 mm
- ✓ Diámetro de fierro helicoidal 22mm
- ✓ Longitud de perforación 2.20 m
- ✓ Relación de la lechada A/C 0.41
- ✓ Resistencia a la tracción 20 tn (tiempo de fraguado 24 días)

Figura 31

Distribución de pernos cementados Mina Iscaycruz



c) Cimbras metálicas

Las cimbras metálicas son usadas en zonas que responden a un RMR de 10 a 30 cuya peculiaridad son químicamente alteradas y presión alta de esfuerzos, en Iscaycruz es identificada las calizas y margas que tienen baja resistencia complicados con la presencia de agua que dificulta su control. Las cimbras tienen las siguientes características:

- Cimbra de tipo BH4 de 183.44 Kg/ Und
- Cimbra de tipo BH6 de 296.0 Kg/ Und
- Elementos de 02 piezas
- Juego de Cimbras de 3m x 3m y de 3.5m x 3.5m
- Espaciado mínimo de 1.5 mts
- Distanciadores de fierro corrugado de 1.5 mts
- Recubierta con planchas canaladas metálicos galvanizados.

d) Cables cementados

Es una técnica de sostenimiento desarrollado para niveles y bloques, que en los últimos años se intensifica su uso principalmente en las minas mecanizadas, que permiten minados masivos, en Iscaycruz se introdujo para el sostenimiento de subniveles y tajos tema que será de interés de la siguiente investigación que presentamos.

e) Prueba de hipótesis

H0: La distribución de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo no difiere de la distribución normal.

H0: $p \geq 0,050$

H1: La distribución de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo difiere de la distribución normal.

H1: $p < 0,050$

Tabla 18

Prueba de normalidad de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo

	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Esfuerzo Sigma	0,925	8	0,468
F.S. Software	0,966	8	0,862

Conclusión: Como el nivel de significancia asintótica bilateral obtenido (0,468 y 0,862) es mayor al nivel de significación ($\alpha=0,050$) entonces no se rechaza H_0 , es decir se acepta que: La distribución de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis.

La aplicación de parámetros geomecánicos influye de manera determinante en la implementación de los cables cementados en la mina Iscaycruz, ya que permite evaluar y conocer el estado del macizo rocoso

- a) Pruebe la hipótesis de que el Factor de Seguridad medio poblacional aceptable en la mina es menor igual a 1,3 para una significancia $\alpha=0,05$

Solución

Paso 1:

H_0 : El Factor de seguridad medio poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso con el uso del software en la mina es menor igual a 1,3

(Si el p-valor $\geq 0,05$)

$H_0: \mu \leq 1,3$

H_1 : El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina es mayor de 1,3 puntos (Si el p-valor $< 0,05$)

$H_1: \mu > 1,3$

Paso 2:

$\alpha = 0,05$

Paso 3:

Se utiliza la prueba t de Student para una muestra, ya que los datos del pos-test provienen de una distribución normal.

Paso 4:

Regla de decisión

Se rechaza H_0 si el p-valor $< 0,050$

Estadísticas para una muestra						
	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio		
Software	8	1,4000	0,34797	0,12303		
Valor de prueba = 1.3						
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Software	-0,488	7	0,641	-0,06000	-0,3509	0,2309

Para un 95% de confianza se rechaza H0, es decir se acepta que: El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina debe ser mayor de 1,3.

CAPÍTULO V

ANÁLISIS DE DATOS

5.1. Estudio de parámetros geomecánicos

5.1.1. Generalidades

Si queremos diseñar un proyecto de excavación, se tiene que partir conociendo las estructuras geológicas que se presentan; identificarlo y predecirlo, para no tener problemas durante su ejecución y darle importancia a las características del macizo rocoso que se atravesará.

Un espacio confinado como una excavación, es casi imposible de predecir las ocurrencias que sucederán por la influencia de esfuerzos que sobre yace en el punto de la excavación, tratar de predecirlos con las técnicas adecuadas que se conoce gracias a la geomecánica, será determinante para la eficiencia en el desarrollo de la excavación, en tal sentido, un estudio minucioso es una advertencia para ser pro-activo al problema potencial que encierra una excavación, de este mismo, partirá la elección del tipo de sostenimiento y ver su continuidad del problema para seguir previniendo.

En términos sencillos, una correcta caracterización de los modelos geológicos y estudio geotécnico, como su correcta aplicación se convertirá en el cimiento del éxito de una obra subterránea y es lo que se busca en todo proyecto desde su diseño.

Con tal fin, el desarrollo de este extenso resumen será que nos guíe en todo el camino de la predicción en el diseño de cables cementados.

5.1.2. Objetivo del estudio

El objetivo general es revisar los aspectos relacionados a parámetros que darán valores intuitivos para determinar variables que directamente definirán la elección del tipo de sostenimiento.

Asimismo, la incorporación de nuevos conceptos, serán de ayuda para tomar decisiones importantes en la elección del cableado, como su orientación, longitud, tipo de anclaje, distribución, inyección de lechada para la instalación del cable, etc.

El aporte servirá de guía a personas relacionados en esta rama, como de información básica para capacitar y entrenar al personal en las técnicas de aplicación del cable cementado. Analizar cada una de las fases, desde el diseño, aplicación, monitoreo de los elementos para concluir en la efectividad del cableado.

5.1.3. Metodología del trabajo

El ambiente de trabajo que se realiza es principalmente una extensa revisión bibliográfica en las bibliotecas de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y la Universidad Nacional de Ingeniería, bibliotecas particulares y la Internet, tratando de englobar conceptos de uso común de identificación de aspectos geo-mecánicos.

Con respecto a los trabajos de recolección de datos reales en el campo, fueron efectuados por línea de detalles determinando datos precisos del tipo, Geológico, estructural y geotécnicos, asimismo se efectuarán pruebas de laboratorio a testigos extraídos por sondajes diamantinos. El modelamiento de los datos obtenidos se realizará con los programas de DIPS y UNWEDGE, PHASES, determinando un comportamiento estimativo de su estabilidad.

Las técnicas y estándares de colocación son el resultado de un seguimiento de control de tiempos durante la supervisión realizadas, los resultados de campo, son estadísticas de las pruebas realizadas durante el monitoreo de los elementos en *in-situ*. Los resultados de las pruebas serán verificados con participación conjunta por el asesor y miembros delegados para tal fin.

5.1.4. Reconocimiento geológico

Esta etapa comprende la revisión de toda la información disponible tales como:

- Fotografías áreas
- Mapeos de superficie
- Testigos de perforación diamantina

Antes de desarrollar la metodología hacemos una revisión del equipo básico de mapeo que debemos contar.

- Una brújula
- Una cinta de 30 metros
- Equipo básico de geología (biscocho de porcelana, ácido, cuchilla, imán, flexómetro de 3mts)
- Picota
- Libreta de campo
- Formato de mapeo
- Protactor

Para un mejor desarrollo de la fase del mapeo, se recomienda ubicar puntos en las paredes, hastiales del túnel cada 10 mts y en lo posible tomar como referencia los puntos topográficos.

Asimismo, se prepara un plan de trabajo de detalle *in-situ* en el que se programará las etapas y los tiempos que llevará efectuar cada una de ellas, de manera que el estudio sea debidamente planificado.

5.1.5. Plan de mapeo geológico- geotécnico in situ

Es la actividad conducente en determinar con técnicas adecuadas un rasgo estructural para representarlo esquemáticamente, cuya representación sea interpretada por el diseñador para dimensionar los respectivos elementos de soporte, esta actividad consta de una serie de procedimientos que incluyen básicamente la obtención de información en *in-situ*.

5.1.6. Determinación de dominios estructurales

El análisis detallado de las estructuras geológicas, debe comprender el uso de las proyecciones estereográficas, diagramas de puntos y frecuencias, que nos permitan representar la posición y la dirección preferencial del fracturamiento que presenta el macizo rocoso, es recomendable, preparar este tipo de proyecciones para cada tipo de roca; si varían las discontinuidades implica necesariamente separar las proyecciones en áreas específicas.

El objeto de este trabajo previo es para dividir el macizo rocoso a lo largo de la galería en “DOMINIOS ESTRUCTURALES” los cuales presentan discontinuidades con condiciones similares y orientaciones distintas.

La variación en la población de discontinuidades puede ser usada para evaluar las estructuras pliegues o plegamientos asociados con fallas como las familias de discontinuidades nos ayuda a determinar el número de planos mayores especificando su orientación, para luego asociarlo a un rango regional después vaciado.

a) Mapeo por línea de detalles

Este método consiste en colocar una wincha en la cara de la excavación, de preferencia en posición horizontal a una altura determinada con respecto al piso, el otro es proyectando el astial y marcando a escala de un metro para cada discontinuidad que intercepta a la proyección de la cinta donde se registra los siguientes datos.

- Posición con respecto al origen de la cinta cota, coordenada.
- Buzamiento, dirección del buzamiento, discontinuidades.
- Trazo de discontinuidades.
- Tipo de terminología.
- Dimensión de la abertura.
- Tipo de relleno.
- Gradación de discontinuidades.
- Rugosidad.
- Ondulación.

Con respecto a lo mencionado en el capítulo se ampliará durante el desarrollo del mapeo estructural.

b) Geología regional

El área de Iscaycruz está localizado en un ambiente de rocas sedimentarias que pertenecen a la cuenca del cretáceo y estructuralmente está situado en una zona de pliegues y sobre corrimientos en la cordillera central occidental.

La secuencia andina sedimentaria ha sido plegada en dirección N 20°W y 75° a 80° SE, prolongando los anticlinales y sinclinales con trazas de fallas.

c) **Geología local**

La mineralización ocurre en la Formación Santa que tiene una secuencia de calizas, lutitas, margas y dolomitas y al este se presenta la Formación Chimú representado por cuarcitas y por areniscas intercaladas con lutitas.

El problema que ocasionó las fallas locales es el anticlinal que pasa entre los depósitos de Estela y Olga.

El problema mecánico es por la presencia de planos estratificados en las calizas con orientaciones desfavorables con respecto al diseño de las labores, complicados con presencia de agua de filtración.

5.2. Evaluación preliminar del macizo

5.2.1. Resistencia mecánica de la roca intacta

a) Ensayo de compresión simple.

Este parámetro se logra a partir de la prueba de carga puntual, a este, se coloca un pedazo de núcleo transversalmente, entre dos puntas de acero templado y se logra el índice de carga de punta con la relación.

$$I_s = P/D^2$$

Dónde:

P = Es la carga para romper la muestra.

D = Diámetro de la muestra ó diámetro del núcleo.

El largo de la pieza del núcleo no puede ser menor que 1.5 veces su diámetro; al expresar el diámetro D del núcleo en mm, una relación aproximada entre el índice de la carga de punta I_s y la resistencia a la compresión uniaxial se obtiene con:

$$C_c = (14 - 0.175 D) I_s$$

$$P I_s = 1/10 C_c$$

Tabla 19

Clasificación de la resistencia de la roca inalterada

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNÍ AXIAL		EJEMPLO DE ROCA CARACTERÍSTICA
	Kgf / cm ²	Mpa	
Resistencia muy baja	10 – 250	1-25	Yeso sal de roca
Resistencia baja	250 – 500	25 – 50	Carbón, Limolita, Esquisto.
Resistencia media	500 – 1000	50 – 100	Arenisca, Pizarra, Lutita.
Resistencia alta	1000 – 2000	100 – 200	Mármol, Granito, Gneigs.
Resistencia muy alta	< 2000	< 200	Cuarcita, Dolomita, Gabro, Basalto.

Una relación aproximada entre la resistencia a la compresión uniaxial y el diámetro de la muestras de 10 y 200 mm de diámetro se expresa.

$$G_c = G_{c50} (50/d)^{0.18}$$

Dónde:

G_c = Es la resistencia a la compresión uniáxial de una muestra de 50mm de diámetro

D = Diámetro de la muestra en mm.

Figura 32

Influencia del tamaño de la muestra sobre la resistencia de la roca inalterada

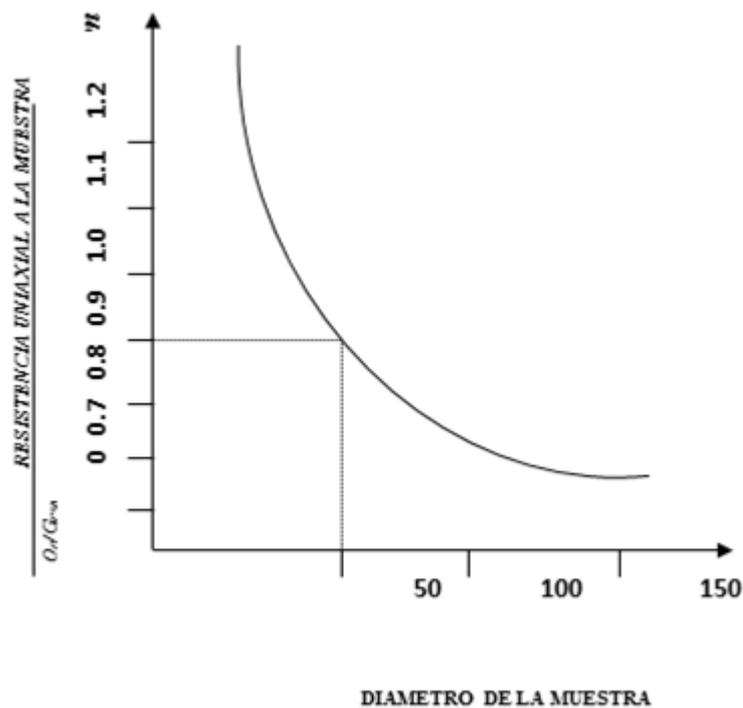


Tabla 20*Parámetros mecánicos de los macizos rocosos*

Parámetros	Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta	Desviación estándar	Módulo de elasticidad	Desviación estándar	Ángulo de fricción
ROCA	Gc M Pa		(E) MPa		(Ø)
Mineral (Skarn)	100	21.10	7.12 X 10 ³	-----	30°
Intrusivo	59.2	22.42	10.17 X 10 ³	3.23 X 10 ³	36°
Caliza	110	-----	11.21 X 10 ³	-----	38°
Pizarra	128	19.54	9.12X10 ³	2.85 X 10 ³	41°
Cuarcita	120	16.7	8.16X10 ³	2.72 X 10 ³	42°

Tabla 21*Parámetros de resistencia del macizo rocoso*

Litología	Cohesión Kpa	Angulo de fricción
Mineral	225	28°
Mármol- Caliza	275	33°
Intrusivo	175	25°
Relleno	8	39°

Tabla 22*Parámetros promedios elásticos estáticos de ensayos de laboratorio*

Litología	Módulo de elasticidad Mpa	Rason de poisson
Mineral	79,974	0.29
Mármol-Caliza	80,103	0.32
Intrusito	53,639	2.28

5.2.2. Propiedades de la roca intacta**a) Propiedades físicas****• Densidad**

Está se defina como la unidad masa por volumen, relacionado directamente al peso; su relación es el siguiente:

$$\text{DENSIDAD } (\rho) = P / g$$

Dónde:

P = Peso unitario

G = Aceleración de la gravedad.

Adicionalmente existen, la densidad granular, y densidad volumétrica; esta última se calculan tanto en seco como en húmeda, considerándose la densidad del agua.

- **Porosidad**

Está definido como una razón de los vacíos existentes (poros, intersticios), al volumen total de la roca.

$$\text{POROSIDAD} = V_p / V_r$$

Dónde:

V_p = Volumen de poros

V_r = Volumen de la roca

También es expresado como densidad granular y de densidad seca de la roca.

La resistencia mecánica siempre disminuye por el aumento de los poros porque estos concentran tensiones en su alrededor, del mismo modo la presencia del agua facilita las fracturas en el macizo rocoso.

b) Propiedades mecánicas del macizo rocoso

Las principales propiedades mecánicas de las rocas, es la capacidad de resistir esfuerzos que se aplican cuando están en forma in – situ, o durante las pruebas de laboratorio, de este último se cuantifica para obtener datos representativos que nos permitirán realizar cálculos para dimensionar la estabilidad durante la ejecución del proyecto.

Gracias a estas propiedades se determina el comportamiento de la roca, su fluencia o ruptura, entre estas propiedades tenemos:

- Resistencia a la compresión simple
- Resistencia a la compresión triaxial
- Resistencia a la tracción
- Resistencia a la compresión diámetro
- Coeficiente de Poisson

- Módulo de Young
- Angulo de rozamiento interno
- Cohesión

Las pruebas que se realizan en los laboratorios están sugeridas por ISRM (International Society of Rock Mechanics).

- Características de los elementos de prueba

Aquí mencionamos algunas características que deben cumplir los testigos que se someterán a las pruebas de laboratorio.

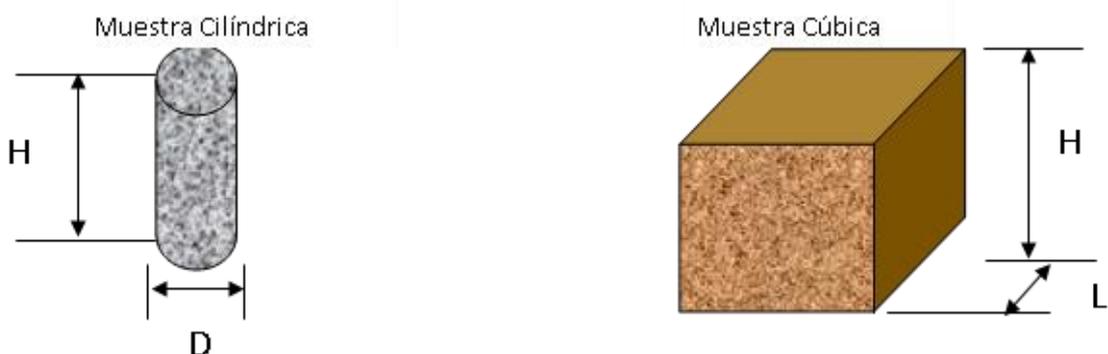
- ✓ Es recomendable que las probetas sean cilíndricas.
- ✓ Debe existir una relación de $L/D = 1.4$, con el fin de distribuir esfuerzos.
- ✓ Si se usa una probeta de forma cúbica la relación L/H es igual a uno.
- ✓ El diámetro de la muestra no debe ser menor a 54 mm.

Durante las pruebas se debe tener en cuenta los siguientes cuidados para obtener resultados representativos y confiables.

- ✓ Diámetro.
- ✓ Altura.
- ✓ El contacto a la probeta debe ser perpendicular.
- ✓ En lo posible mantener la planicidad.
- ✓ Evitar errores entre la superficie de contacto de la muestra con el equipo.
- ✓ Verificar la relación de altura y diámetro.

Figura 33

Muestras representativas



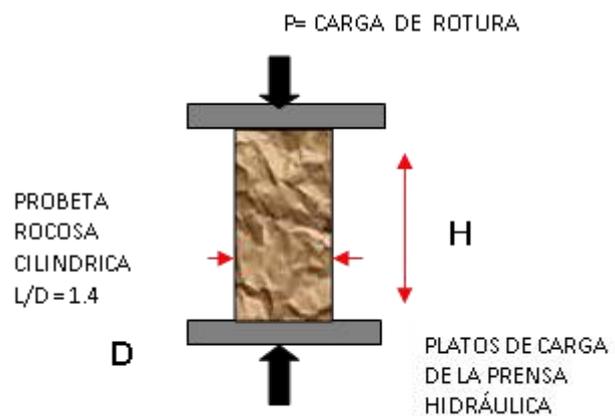
- **Resistencia a la compresión uniaxial**

Esta es la propiedad más común y ampliamente difundida y se determina al someter una probeta cilíndrica de características que son normados por la sociedad internacional de mecánica de rocas (ISRM).

La probeta cilíndrica debe tener una relación altura/diámetro de 2.5 a 3, asimismo su diámetro no debe ser menor a 54 mm, como también debe ser 10 veces mayor que su cristal más grande de la muestra.

Figura 34

Probeta rocosa de muestra cilíndrica



G_c = Resistencia a la compresión

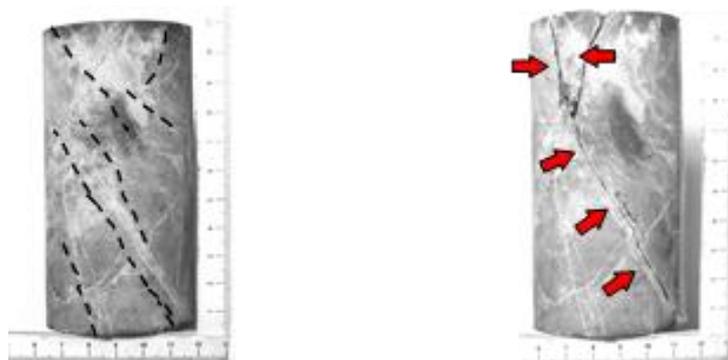
P = Carga de rotura

D = Diámetro de la probeta

$G_c = 4P/D^2 = \text{Carga} \cdot P / \text{Area de Probeta}$

Figura 35

Probetas de discontinuidades



- **Resistencia a la compresión puntual**

Este método se logra fácilmente en el campo por que los equipos son portátiles; dentro del (POINT LOAD TEST), existe tres variantes en este ensayo: diametral, axial, e irregular en función a la forma de la probeta, los ensayos diametral, axial se realizan en muestras recuperadas por zondajes diamantinos guardando relación en su diámetro y longitud.

El tercero se realiza en un fragmento de roca cuya condición es que guarde relación equidimensional.

BIENIAWSKI; plantea que el ensayo diametral es el más preciso lo cual correlaciona con la resistencia a la compresión uniaxial.

$$I_s = P / D^2$$

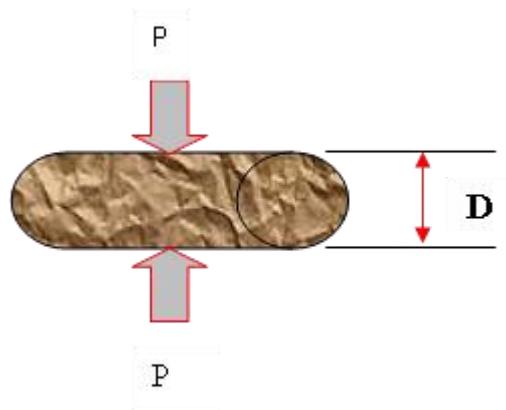
Dónde:

P = Carga de rotura

D = Diámetro

Figura 36

Prueba a la compresión puntual



Una relación directa que demuestra BIENIAWSKI, entre el índice obtenido sobre probetas hacia la resistencia a la compresión uniaxial de la roca es:

$$G_c = 24 I_s (50)$$

- **Características de la tensión por deformación de la roca**

Las curvas típicas asociadas a las propiedades de los materiales representan el comportamiento del macizo, asimismo a partir de ellas se pueden hallar otras propiedades como el módulo de elasticidad, el coeficiente de poisson, así como su elasticidad y plasticidad; siempre como guía se pone el tiempo de ruptura del material rocoso en donde inciden su fragilidad y ductibilidad de la roca.

Figura 37

Representación teso-deformación de la roca

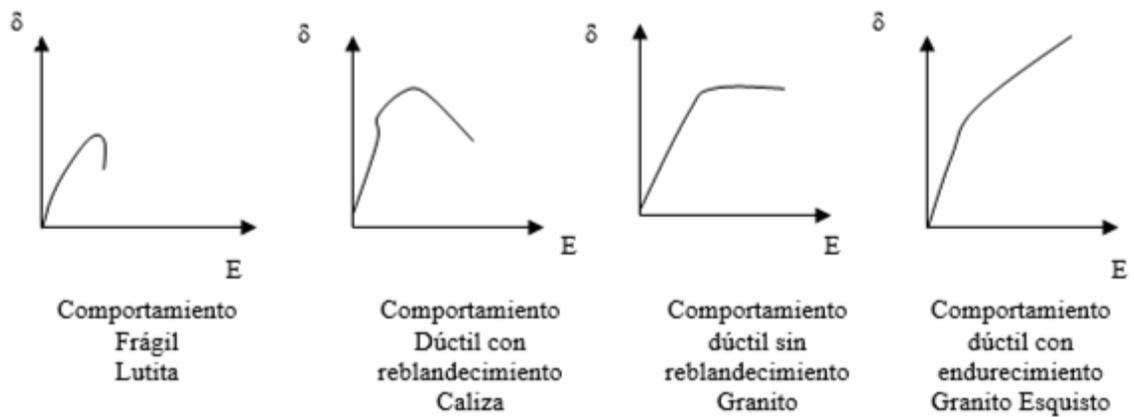
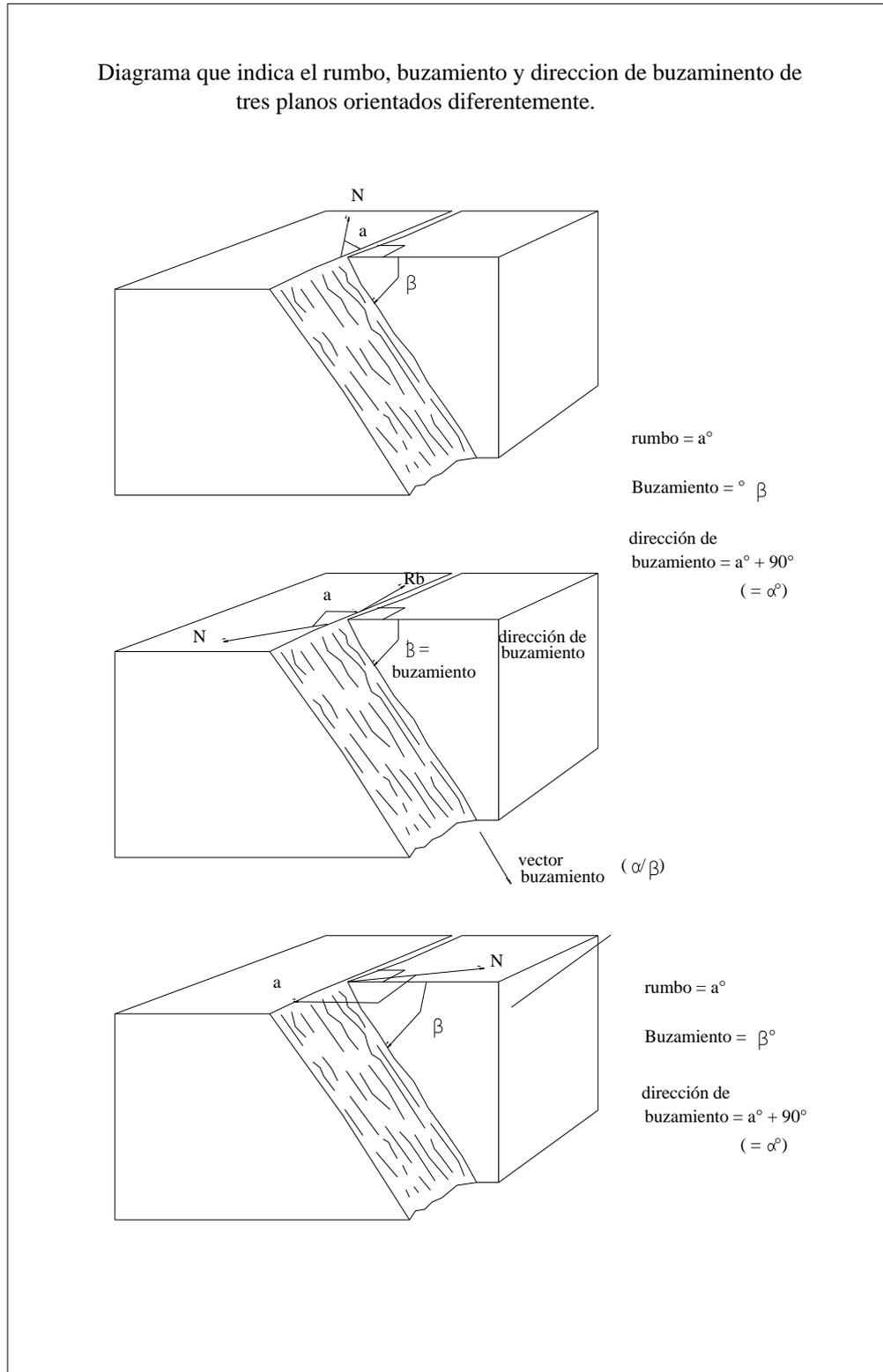


Figura 38

Diagrama que indica el rumbo, buzamiento y dirección de buzamiento de tres planos orientados diferentemente



5.3. Parámetros asociados a las discontinuidades

Una discontinuidad es definida como una superficie interrumpida como resultado de una baja resistencia o nula al esfuerzo de la tracción.

Una de las herramientas básicas para definir un mapeo detallado del campo es saber determinar e identificar una forma geológica que interrumpa la continuidad de un determinado espacio rocoso, como, por ejemplo: foliación, esquistocidad, estratificación, fractura, juntas, fallas, los cuales se manifiestan en la superficie excavada. La interpretación adecuada o conservador darán un buen resultado en la elección de los sistemas de sostenimiento adecuados por tipo de terreno.

En la técnica usada para nuestro trabajo fue por observación o mapeo por línea de detalles, las pruebas a la resistencia se obtuvieron a muestras obtenidos por zondaje diamantinos delimitando dominios estructurales los que se plotearon para los mapeos geomecánicos como se muestra en el Plano 3 (mapeo geomecánico), existen otras formas sofisticadas como las fotografías los cuales se obvian por ser costosas en su implementación.

Tabla 23

Resumen de métodos usados en delimitar discontinuidades

CARACTERÍSTICAS	METODO DE MEDIDA
Orientación	Brújula clinómetro
Espaciamiento	Cinta, plantígrado
Persistencia	Cinta
Rugosidad	Comparando con la tabla patrón
Resistencia de la pared	Esclerómetro de schimidt
Abertura	Escala o padrón de comparación
Relleno	Reconocimiento visual
Infiltración	Aforo, observación en el tiempo
Número de familias	Proyección estereográfica
Tamaño de bloques	Fracturamiento en tres direcciones

5.3.1. Orientación

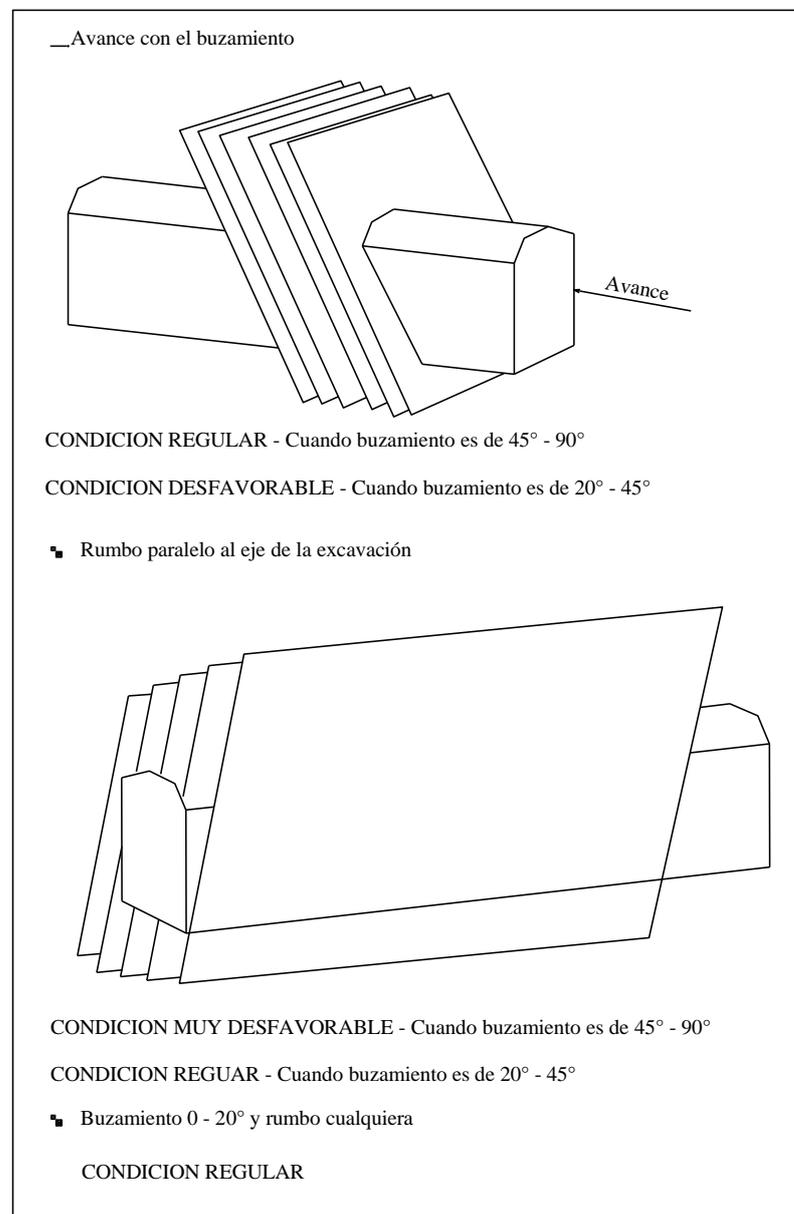
Los rasgos que se presentan en una excavación generalmente son por la presencia de estratos, fallas, discontinuidades. Los cuales geoméricamente se definen por su rumbo y buzamiento.

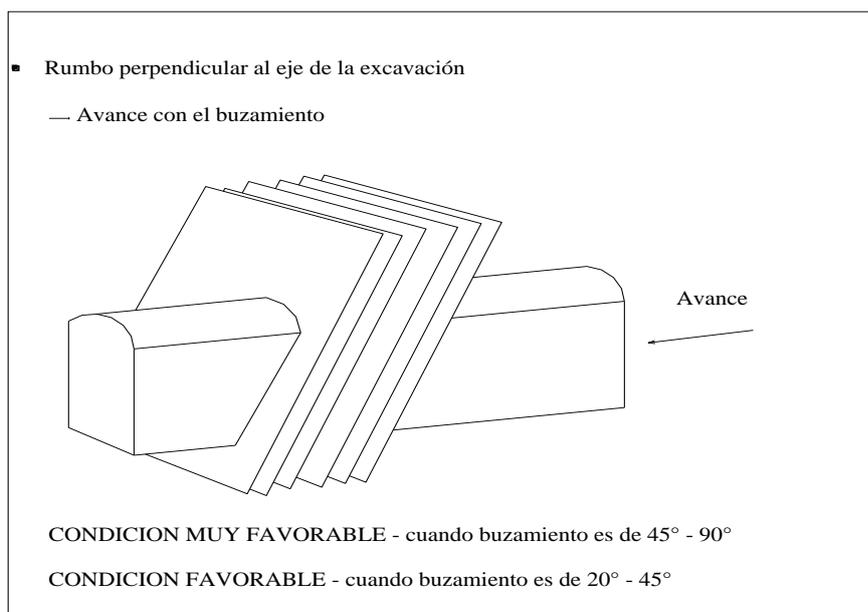
Estas anomalías son las que crean problemas durante la excavación, dependiendo como, forme parte con su amplitud, orientación, con respecto a la dirección de la excavación.

Existen en el mercado programas de cómputo que pueden ser muy útiles en determinar los análisis partiendo de la agrupación de los principales sistemas de juntas, identificando bloques potencialmente inestables, corroborando con gran utilidad para la predicción de zonas de debilitamientos a lo largo de la excavación.

Figura 39

Representación esquemática de la influencia de la orientación





5.3.2. Espaciamento

Es la distancia perpendicular a la dirección de las juntas su importancia radica en definir la calidad del macizo rocoso y permite identificar su estado de fracturamiento del material, a su vez influye en:

- Tamaño de bloques en rocas fracturadas
- Influencia en la forma de ruptura del macizo
- Influencia en la permeabilidad que ayuda a la filtración

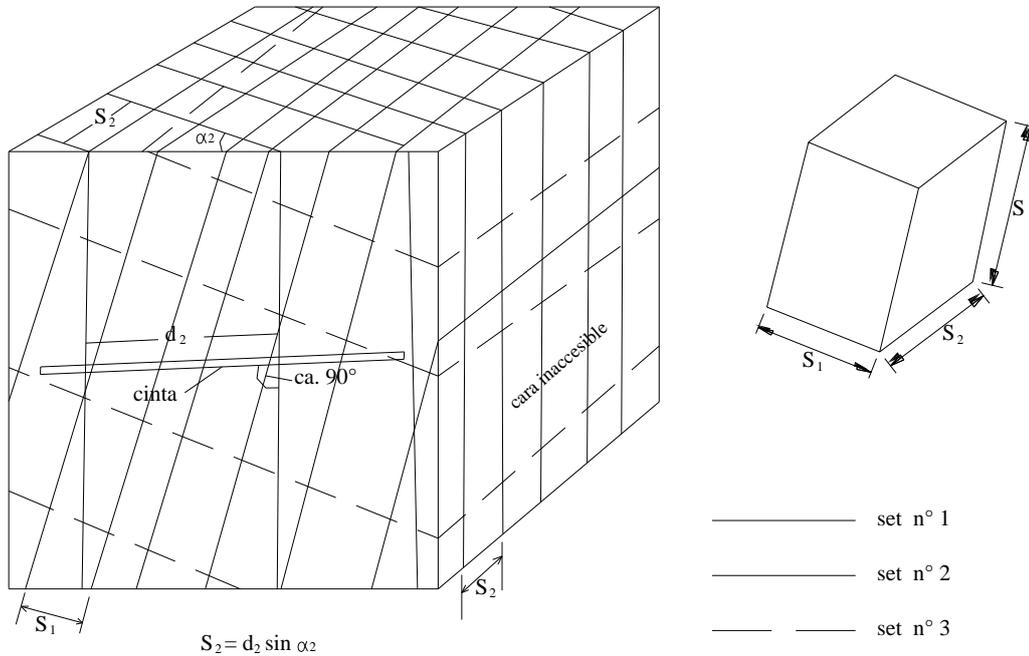
Tabla 24

Cuadro de clase

ITEM	CUADRO DE CLASE	RSR	RMR
1	Muy facturada	Menor 2''-(51mm)	Menor de 60
2	Fracturada	2''- 6'' -(51-152mm)	60-200mm
3	Moderadamente fracturada	6''-12''- (152-305mm)	200mm
4	Moderadamente bloqueada	1''-2'' (305-610mm)	600mm
5	Bloqueada y maciza	2''-4'' (0.6-1.2m)	0.6-2m
6	Maciza	> 4''-< 1.2m	>2m

ESPACIAMIENTO EN TERMINOS DESCRIPTIVOS

ESPACIONAMIENTO



Terminología

Espaciamiento extremadamente cercano	< 20 mm
Espaciamiento muy cercano	20 - 60 mm
Espaciamiento cercano	60 - 200 mm
Espaciamiento moderado	200 - 600 mm
Espaciamiento amplio	600 - 2000 mm
Espaciamiento muy amplio	2000 - 6000 mm
Espaciamiento extremadamente rápido	> 600 mm

Medición del espaciamiento de juntas a partir de observaciones de afloramientos rocosos.

a) Espaciamiento de discontinuidades propuesta por la ISRM (1981)

Otra forma de caracterizar el espaciamiento medio de una discontinuidad es por la frecuencia del fracturamiento medio por metro, el cual se muestra en la siguiente figura.

Tabla 25

Espaciamiento de discontinuidades

Descripción	Espaciamiento	Clase
Muy ancho	Mayor de 2m	Sólida
Ancho	0.6-2m	Maciza
Moderado	2000 – 200 mm	Bloqueada
Cerrado	600 – 200 mm	Fracturada
Muy cerrado	< 60 mm	Cizallada

5.3.3. Persistencia

Es la extensión con que una discontinuidad se manifiesta, esta es una característica de las familias de juntas y son determinadas por su importancia para determinar áreas con problemas de estabilidad.

Para la obtención de datos se usa una cinta de donde se tira de extremo a extremo de la exposición del macizo, su definición es relativo al strike y el dip de la falla. Para mayor aclaración se muestra los esquemas.

Figura 40

Persistencia

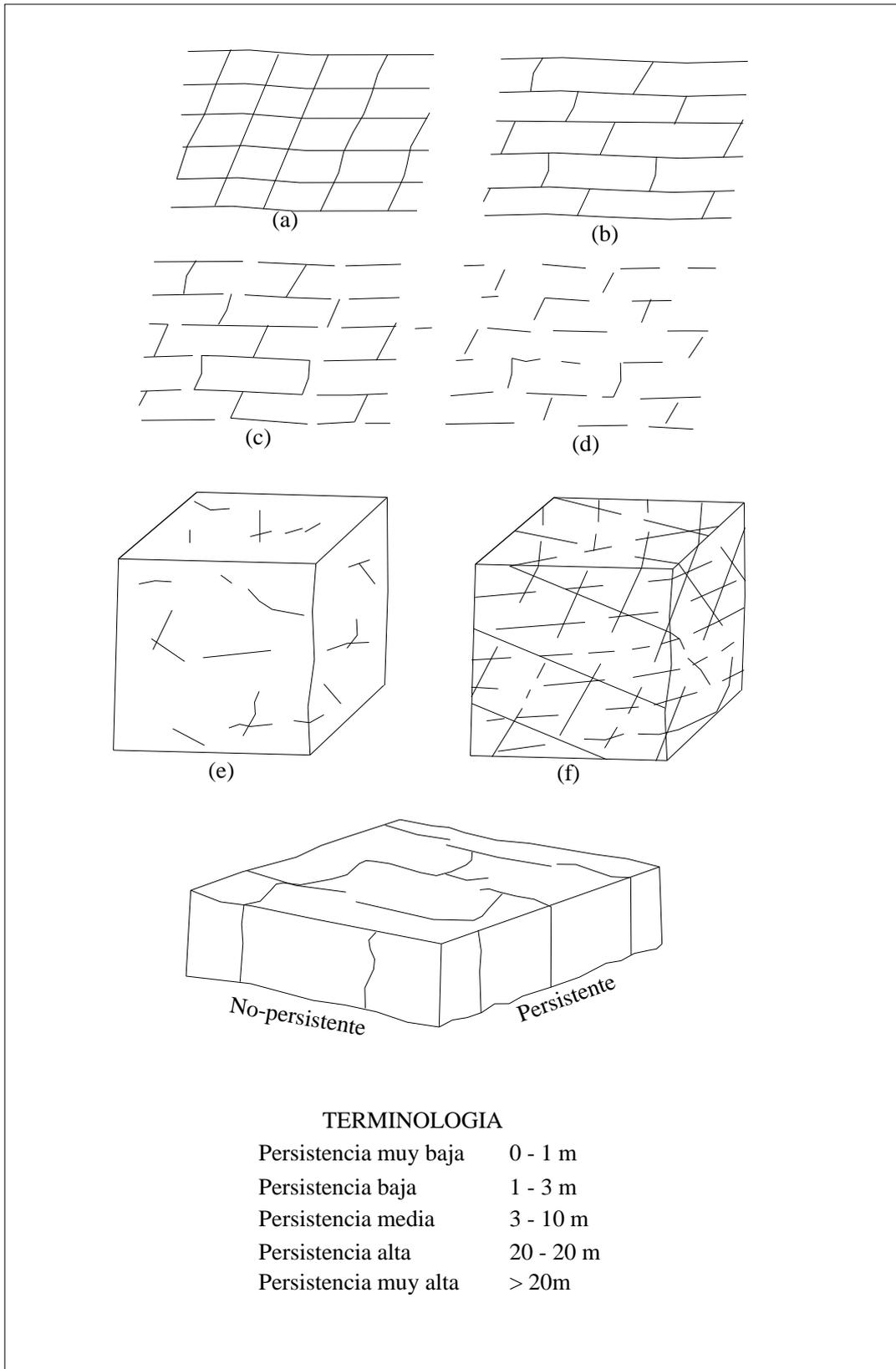
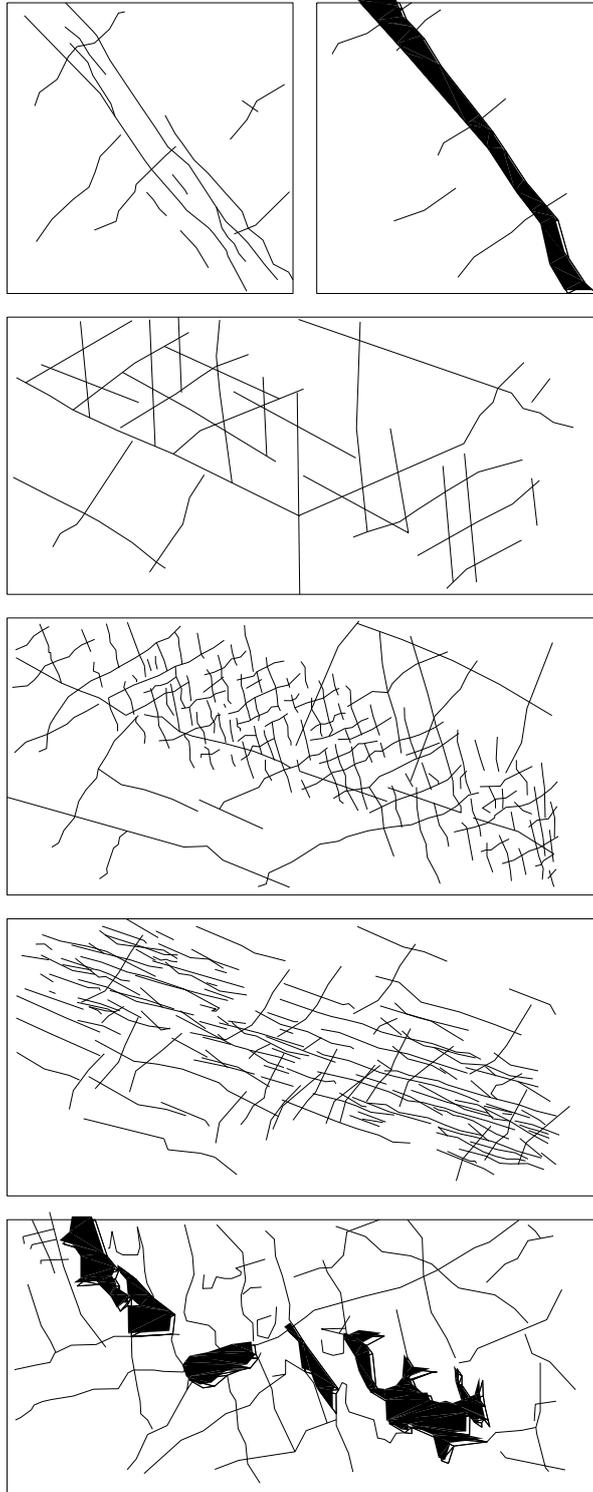


Figura 41

Esquemas de campo de discontinuidades complejas con relleno.

Ejemplos de esquemas de campo de discontinuidades complejas con relleno.



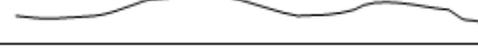
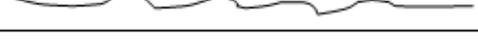
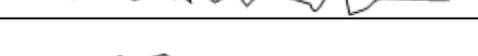
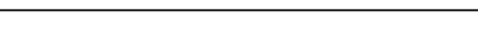
5.3.4. Rugosidad

Son manifestaciones de dentamientos, ondulaciones resultados de los desplazamientos por cizalla.

La obtención de datos se consiguen con: brújula, cinta métrica, marcando espacios escalados, es un poco trabajoso pero con apoyo de las matemáticas se simplifica su determinación de la rugosidad de las juntas JRC (jount roughness coefficient); en la actualidad se está difundiendo las fotografías de los cuales se analizan las sombras para determinar su rugosidad de la junta fotografiada.

Figura 42

Identificación de rugosidades

ITEM	RUGOSIDAD	JRC
1		0-2
2		2-4
3		4-6
4		6-8
5		8-10
6		10-12
7		12-14
8		14-16
9		16-18
10		18-20

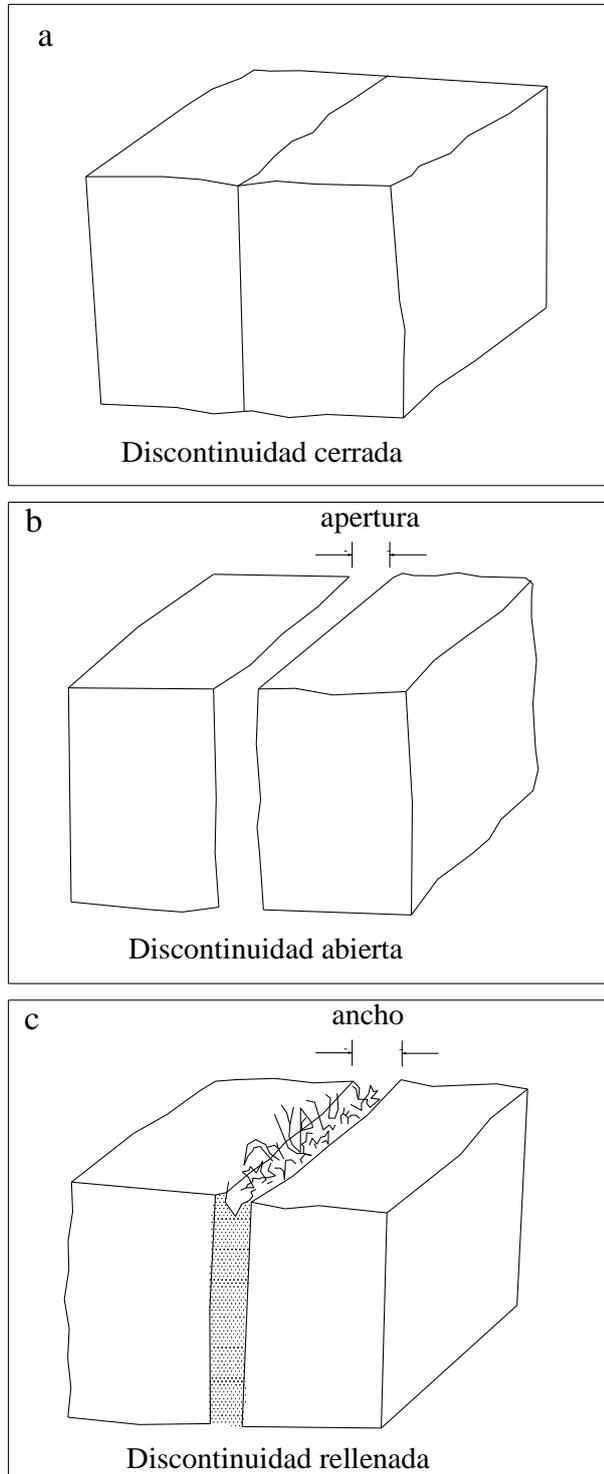
5.3.5. Apertura

Es la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de una discontinuidad abierta, la obtención de datos es por medida directa con utilización de cinta metálica su aplicación es ponderada en función del tipo, se clasifican en discontinuidades cerrada, abierta, rellena; como se muestra en los esquemas.

Figura 43

Diagramas que muestran las definiciones sugerida de la apertura

APERTURA



- **Terminología de la apertura**

Tabla 26

Descripción de la terminología de apertura

DESCRIPCIÓN	APERTURA	RASGOS
Muy cerrada	menor 0.1mm	Cerrados
Cerrado	0.1-0.25 mm	
Parcialmente abierto	0.25-0.50 mm	
Abierto	0.50-2.50 mm	Semiabiertos
Moderadamente amplio	2.50-10 mm	
Amplio	menor 10 mm	
Muy amplio	1-10 cm	Abiertos
Extremadamente amplio	10-100 cm	
Cavernoso	mayor de 1 m	

5.3.6. Relleno

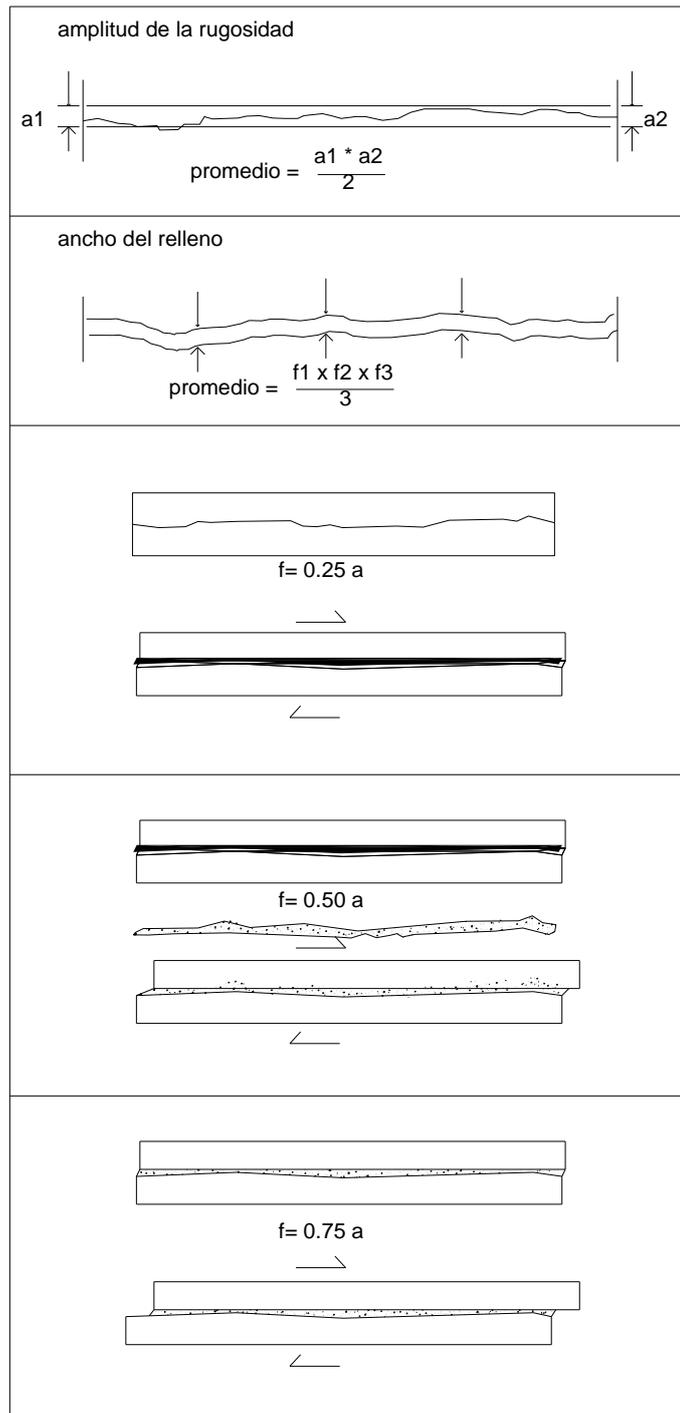
Son los materiales que rellenan la separación de las paredes de discontinuidades, los materiales comunes son provenientes de las rocas encajonantes. Como calcita, clorita, arcilla, brecha, y material de falla dependiendo principalmente del mineral que predomina en la roca etc.

La obtención de datos es identificar primero para definir su composición mineralógica y sus propiedades físicas mecánicas su aplicación es ponderada en función de sus características, los esquemas indican formaciones de discontinuidades.

Figura 44

Discontinuidades simples con relleno

En el caso de discontinuidades simples con relleno, la amplitud de la rugosidad de las paredes y el espesor del relleno puede ayudar a indicar la cantidad de desplazamiento de corte requerido para que ocurra el contacto rocoso.



5.3.7. Influencias de agua

a) Intemperización

Es la actividad del agua que causó al transitar por los intersticios del macizo rocoso los cuales se determinan con una observación de las paredes de la superficie excavada, que en la mayoría se muestra oxidada y con residuos de capas de material lixiviado, en el cuadro siguiente se ilustra las determinaciones.

Tabla 27

Intemperización

Termino	Índice de intemperización	Grado
Sana	Ningún signo de intemperismo en el material rocoso, ligera coloración sobre superficies de discontinuidades principales	I
Ligera	La decoloración indica intemperismo del material rocoso y superficie de discontinuidad. el material rocoso colorido extremadamente es más débil que en su condición sana.	II
Moderada	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo, la roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo como núcleo rocoso.	III
Muy intemperizada	Más de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo, la roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo como núcleo rocoso.	IV
Descompuesta	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a suelo. la estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.	V-VI

5.3.8. Agua subterránea

a) Infiltración de agua

El conducto de las aguas en la roca son los poros y estas difieren su grado según al tipo de roca siendo los más permeables los que pertenecen a las rocas sedimentarias.

La evidencia principal para una infiltración depende del gradiente hidráulico que existe en la principal dirección de la permeabilidad, los niveles del agua subterránea, camino de percolación y presiones de agua aproximada que definen la estabilidad de las excavaciones.

La presencia del agua debe ser tomada con gran importancia por su influencia en la estabilidad de los bloques fracturados, donde la fase sólida es el macizo, la fase líquida es el agua de los intersticios, la fase gaseosa es el aire presente en las fallas, los mismos

influyen en la alteración de las discontinuidades, la disolución de los materiales de relleno de las fracturas y otros.

b) Permeabilidad del macizo rocoso

Está definido por la facilidad de transitar por sus intersticios un determinado caudal de agua, asimismo están relacionados a sus características geológicas, texturales y a la presencia de fallamientos que son los más importantes conductos de permeabilidad y se pueden describir como impermeables y permeables.

c) Identificación del agua subterránea

Las características más frecuentes con que encontramos los macizos rocosos con respecto a las aguas presentes en sus poros están descritas del modo siguiente; seco, húmedo, mojado, goteo y flujo; los mismos son fáciles de identificar en el campo.

5.3.9. Números de familias

El comportamiento mecánico de un macizo rocoso se determina por el número de familias que se interceptan en un punto. Asimismo el número de familias determina la extensión que la masa rocosa puede deformarse sin lograr la ruptura de la masa intacta, en los túneles la menor estabilidad lo causa tres sistemas que se interceptan como mínimo y este se complica cuando aumenta el número de familias a lo largo de la excavación, es así todo proyecto de excavación se orienta en lugares donde poco o nada se presentan por buscar una estabilidad natural.

Una de las técnicas más utilizadas para su reconocimiento es la identificación visual determinando su posición a través de una brújula y un clinómetro, la identificación moderna se basan en la identificación de las exposiciones a través de registros fotográficos previamente tomadas a los testigos existentes.

Las aplicaciones son ponderadas por los métodos de clasificación, que solo forman modelos que considera tres sistema de juntas y estos mismos son ajustados cuándo aumentan el numero familias.

Tabla 28*Términos representativos de familia de juntas*

CLASE	DESCRIPCIÓN
I	Maciza, ocasionales juntas aleatorias
II	Un sistema de juntas
III	Un sistema de juntas más un sistema aleatorio
IV	Dos sistemas de juntas
V	Dos sistemas de juntas más un sistema aleatorio
VI	Tres sistemas de juntas
VII	Tres sistemas de juntas más un aleatorio
VIII	Cuatro o más sistemas de juntas
IX	Roca fragmentada, suelo de alteración

5.3.10. Tamaño de bloque

El tamaño del bloque es un indicador de la calidad de roca el cual está determinado por el espaciado de las discontinuidades, dando así resultados de bloques potenciales.

El comportamiento mecánico lo determina el tamaño de bloque bajo condiciones de tensión, como los macizos que tienen bloques grandes son menos deformables y cuando tienen bloques pequeños son terrenos alterados que fluyen. El índice del tamaño del bloque se estima a simple vista eligiendo bloques de tamaño del plano.

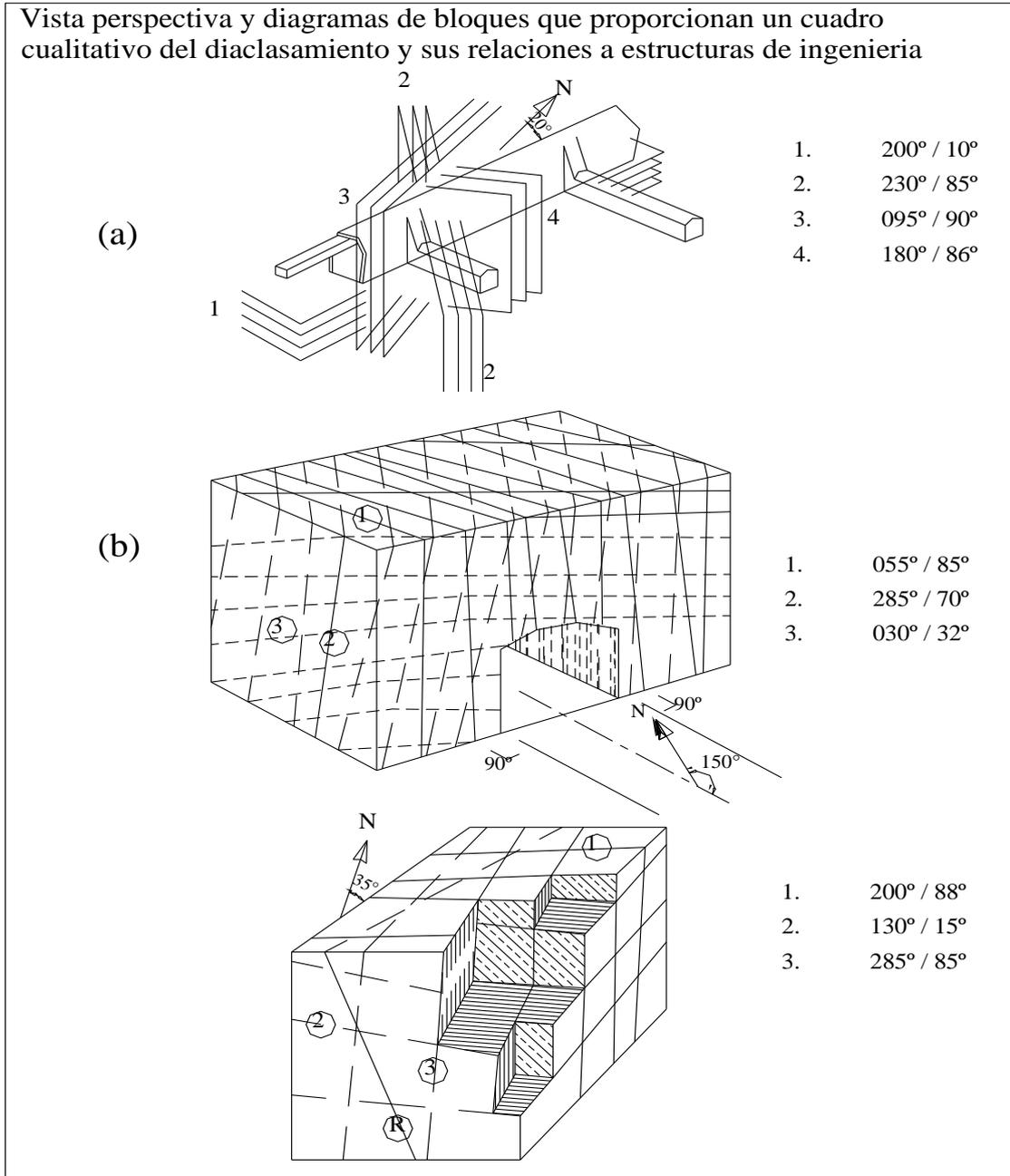
PALMSTRON, 1974; Determina una correlación entre J_v y el RQD, tomando los espacios medios y discontinuidades ocasionales al azar. Para tener más idea de los bloques se describen la terminología y brindar una idea del tamaño de los bloques, bloques poliédricos, tabulares, prismáticos, cúbicos, romboédricos y columnares.

Tabla 29*Términos descriptivos de bloques*

ITEM	DESCRIPCIÓN	RANGO
1	Bloque muy grandes	Menor 1.0
2	Bloques grandes	1-3
3	Bloques medios	3-10
4	Bloques pequeños	10-30
4	Bloques muy pequeños	> 30

Figura 45

Perspectiva y diagramas de bloques



5.3.11. El RQD “Rock Quality Designation”

DEERE, propuso este índice cualitativo que hace una descripción de la condición de un macizo rocoso, asimismo junta importancia en la recuperación que se realice con zondajes, su uso está muy difundida en la elección de soportes en una excavación, el RQD está definida como el porcentaje de núcleos obtenidos por piezas enteras de 100mm de longitud entre la longitud total del barreno perforado. El RQD es uno de los parámetros, que tiene mayor incidencia en las clasificaciones geomecánicas definido.

$$RQD = \frac{\text{Longitud de los núcleos mayor de 100mm}}{\text{Longitud del barreno}} \times 100$$

a) Criterios de estimación del RQD

Existen criterios para estimar el RQD planteados desde premisas de fallas o número de familias que presentan los macizos rocosos básicamente existen tres criterios planteados.

SEGÚN PRIEST Y HUTSON 1976

$$RQD = 100 e^{-0.1N+1}$$

DONDE:

N = Numero de discontinuidad / Mts lineal

Para N = En el rango de 6-16 discontinuidad / metro lineal

$$RQD = -368N + 110.4$$

SEGÚN PALMSSTRON (1982)

$$RQD = 115 - 3.3JV$$

Dónde:

$$JV = \# \text{ de discontinuidades} / m^3$$

Tabla 30

Valores de RQD y condición de roca

RQD	CONDICION DE ROCA	RADIO
91-100	Excelente	20
76-90	Buena	17
51-75	Regular	13
25-50	Mala	8
1-25	Muy mala	3
0-1	Extremadamente mala	

5.4. Tensiones del macizo rocoso

5.4.1. Estado de tensiones

Cuando se ejecuta una obra es importante determinar el efecto de las fuerzas que ejercen directamente a la estabilidad de la excavación. Antes de la excavación se conoce como tensiones originales y después de la excavación el estado de tensiones se llama inducidas las cuales se distribuyen en función al tipo y forma de la excavación.

Las tensiones gravitacionales son productos del peso que sobre yacen los estratos en dirección de la excavación, en algunas zonas predominan las tensiones de origen tectónico, causadas por procesos tectónicos como desplazamientos y subducción de placas que dan como resultado levantamientos geomorfológicos, otros tipos son las tensiones residuales quienes están asociadas a la génesis del macizo, resultado de enfriamientos de lavas en superficie y cristalización en profundidad.

La estimación de la incidencia de las tensiones se encuentra con la simple relación.

$$G = \gamma H$$

Donde:

γ = Densidad

H = Profundidad de la excavación

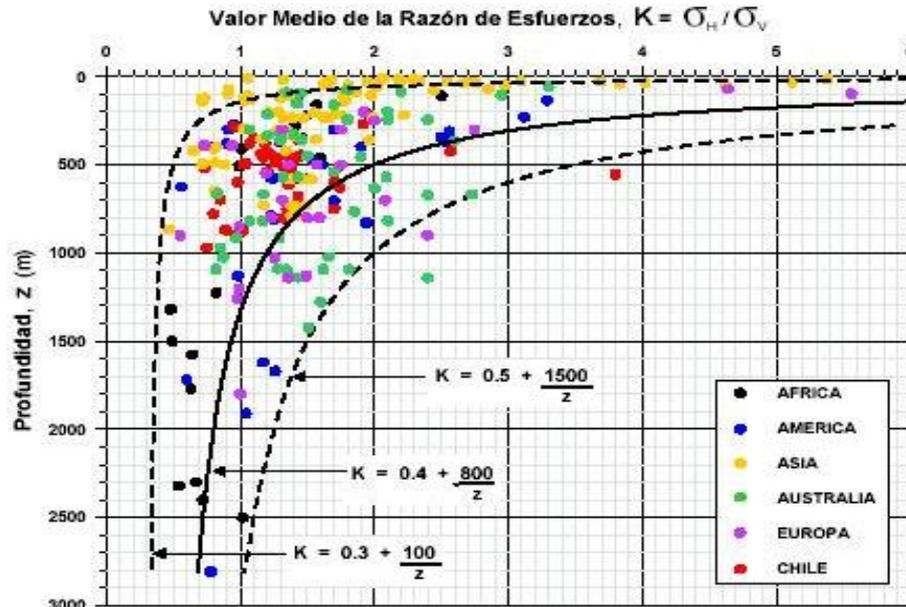
Existe una relación del esfuerzo horizontal y vertical que a pequeña profundidad hay una cantidad considerable de dispersión de esfuerzos creando inestabilidad. La relación de esfuerzo medio horizontal o vertical contra la profundidad da los valores de K dentro de los límites definidos por:

$$\frac{100}{Z} + 0.3 \left(K \left(\frac{1500}{Z} + 0.5 \right) \right)$$

Si hacemos una observación del vaciado de esfuerzos resulta que a 500mts de profundidad los esfuerzos horizontales son mayores de los verticales (Hast 75) HEM; Propuso que los esfuerzos laterales y verticales se equilibran después de largos periodos lo cual no corrobora totalmente por tratarse de esfuerzos medios.

Figura 46

Estado de tensiones



5.4.2. Influencia del agua

Se llama agua subterránea, a la presencia de agua que se encuentra en la zona de saturación bajo el nivel freático y estos se originan en las lluvias, en los deshielos, filtraciones, embalses, lagunas que se filtran por las discontinuidades y fallas existentes, también se debe considerar aguas provenientes de los flujos magmáticos considerados más agresivos en descomponer las propiedades de los macizos. Los estudios hidrológicos deben estar orientados en conocer aspectos de pluviometría y cambio de la temperatura en la zona incluyendo características topográficas, vegetación cursos de aguas. La inferencia de aguas subterráneas es básicamente en alteraciones de los componentes mineralógicos del macizo, que definirá su estado de dureza. Aún más, cuando se trata de relleno de fallas considerado como conductores de aguas subterráneas.

5.5. Parámetro dimensional de la excavación

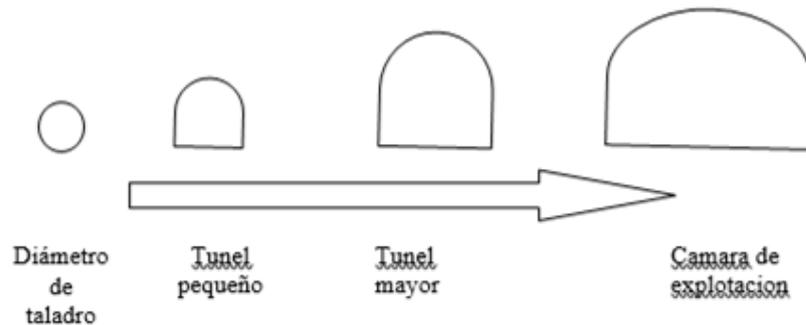
5.5.1. Espacio activo

Este parámetro tiene una influencia directa a la estabilidad de la excavación cuyas dimensiones extremas provocan mayor esfuerzo de inducciones provocando debilitamientos que pueden traer consecuencias negativas a la seguridad de la excavación, de tal forma se toma importancia en la forma geométrica y que cumplen condiciones de estabilidad.

En el gráfico siguiente se muestra como se incrementa las zonas de inestabilidad, que va directamente ligado al incremento de las discontinuidades en dirección y espaciado, asimismo la ampliación de la excavación por naturaleza será más propensa a colapsos violentos.

Figura 47

Incremento de espacio activo



La estabilidad disminuye con el aumento de la relación = tamaño de la excavación entre el espaciado medio de las discontinuidades.

5.5.2. Tamaño de la excavación

En el pasado muchas de la minas que se iniciaron con métodos convencionales tuvieron que experimentar cambios a sistemas que les sean más económicas y dinámicas (track less) para lo cual mínimamente ampliaron las secciones de sus excavaciones, este cambio de sistema trajo como consecuencia el incremento en la inestabilidad creando mayor área de sostenimiento y consecuentemente incrementos en costos de sostenimiento, respondiendo a una relación donde el volumen inestable de una sección mayor es proporcional al aumento del área de la sección transversal aproximadamente. Definiendo que a mayor sección menor estabilidad y a menor sección existe un auto soporte que viene de equilibrarse los esfuerzos tanto vertical y horizontal.

5.5.3. Profundidad de la excavación

Cuando una excavación se encuentra a profundidades considerables, se incrementa la relación al nivel de tensiones de campo a la que estará sometido el macizo rocoso, definiendo su estabilidad en función de la sección como se definió en el acápite (tamaño de la sección).

Los esfuerzos *in-situ* se estiman con la relación siguiente

$$G_z = \gamma h$$

Dónde:

γ = Densidad de las rocas sobre yacentes

h = Profundidad de la excavación

G_z = Esfuerzo vertical

Del mismo modo el esfuerzo horizontal se define como

$$G_h = (B - K)G_z$$

Dónde:

B = Constante de la forma de la excavación

G_h = Esfuerzo horizontal

De este resumen es necesario mencionar la constante K que viene a ser muy compleja, se calculará con la relación bajo el criterio de sheorey(1994) donde define:

$$K = 0.25 + 7EH(0.001 + 1/Z)$$

Dónde:

Z = Profundidad debajo de la superficie en mts.

Eh = Módulo de deformación horizontal promedio de la masa rocosa de la superficie en Gpa.

5.6. Parámetros a las características operacionales

5.6.1. Influencia de la forma de la excavación y la relación de esfuerzo *in-situ*

Una de las observaciones que se examinará es la influencia de la forma de la excavación sobre los esfuerzos inducidos en la roca circundante, en el gráfico se muestra los valores de los esfuerzos máximos en los límites del techo y de las paredes de las excavaciones para diferentes relaciones de esfuerzo.

El uso de la figura corresponde a la relación que influyen los esfuerzos *in-situ* sobre los esfuerzos que rodean al túnel:

El esfuerzo máximo del techo se obtiene por:

$$G_t = \frac{(AK - 1)}{G_z}$$

Del mismo modo en las paredes se define como:

$$G_s = (A - K)G_z$$

Dónde:

A= Esfuerzo al techo

B= Esfuerzo al hastial

$$K = \frac{G_h}{G_z}$$

Dónde:

G_h esfuerzo horizontal medio

G_z esfuerzo vertical.

Figura 48

Constantes de A, B según las formas de excavación

VALORES DE LAS CONSTANTES A, B									
FORMAS									
A	5.0	4.0	3.9	3.2	3.1	3.0	2.0	1.9	1.8
B	2.0	1.5	1.8	2.3	2.7	3.0	5.0	1.9	3.9

5.6.2. Función de la excavación

En una excavación minera existen labores que cumplen funciones específicas y por su importancia necesitan un adecuado sostenimiento previo un diseño, este puede ser poket, cámaras de volteo, estaciones, plantas de chancado, etc.

Cuando se trate de estas construcciones, el diseñador o proyectista de debe tener una amplia información de aspectos geomecánicos del lugar y definir una forma geométrica que en el tiempo se auto soporte, apoyados con soportes muy adecuados para tal fin.

5.6.3. Método de excavación

Si bien es cierto que las técnicas de excavación se desarrollaron, pero el uso inadecuado sería muy perjudicial para los objetivos de sostenimiento es así se considera el método de excavación cual fuere la técnica efectiva con que se excava, siendo los más

perturbadores del entorno los convencionales, como la perforación y voladura, pese a este existen técnicas de control comúnmente conocidas como voladuras controladas; la tecnología ha desarrollado técnicas que actualmente se usan en la gran minería tales como : rimadores y los topos (TMB).

5.6.4. Durabilidad de una excavación

Generalmente el diseño de una excavación responde a la vida de la mina, de donde parte para darle importancia y cuidado debido. En una unidad minera los niveles de extracción son lo que más tienen de cuidado por su importancia, en obras civiles los trabajos son más cuidadosos desde su excavación hasta su revestido donde se estima una vida promedio de 50 años.

5.7. Clasificación del macizo rocoso

5.7.1. Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski

Esta clasificación fue desarrollada en Sudáfrica por Bieniawski en los años de 1973, asimismo fue revisada en 1976 y 1979 por el mismo autor basado en más experiencias de tunelería.

La secuencia constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que relaciona índices de calidad clasificados con parámetros de diseño y de sostenimiento, dentro de su estructura de clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- ✓ Resistencia uniaxial de la masa rocosa
- ✓ Grado de fracturación RQD
- ✓ Espacios de las discontinuidades
- ✓ Condiciones de las discontinuidades
- ✓ Condición hidrológicas
- ✓ Orientación de las discontinuidades versus la excavación.

La incidencia de estos parámetros se expresa en un índice de calidad llamado RMR (Rock Mass Rating), que cuyo rango varía de 0 a 100.

Para el uso de la clasificación se trabajara con el resumen que se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 31

Sistema de valoración de la masa rocosa-RMR

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
Puntuación			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor o Separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave > 5mm de espesor o Separación > 5mm Continuas		
	Puntuación		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACION PARA LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable			
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50				
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACION TOTAL									
Valoración		100←81	80←61	60←41	40←21	<21			
Categoría		I	II	III	IV	V			
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala			
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA									
Categoría		I	II	III	IV	V			
Tiempo promedio de auto-soporte		20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m			
Cohesión del macizo rocoso (kPa)		>400	300-400	200-300	100-200	<100			
Angulo de fricción del macizo rocoso (grados)		>45	35-45	25-35	15-25	<15			

Tabla 32

Sistema de valoración de la masa rocosa-RMR

E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACION DE las condiciones DE DISCONTINUIDAD					
Longitud de discontinuidad (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntuación	6	4	2	2	0
Separación (apertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntuación	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntuación	6	5	3	1	0
Relleno de falla	Ninguna	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno blando<5mm	Relleno blando>5mm
Puntuación	6	4	2	2	0
Meteorización	No meteorizada	Ligeram. meteorizada	Moderad. meteorizada	Altam. meteorizada	Descompuesta
Puntuación	6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACION DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACION DE TUNELES**					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	
Muy favorable	Favorable		Muy desfavorable	Regular	
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°		Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo		
Regular	Desfavorable		Regular		

5.7.2. Clasificación según el sistema “Q”

Esta clasificación fue desarrollado en Escandinavia por Barton, Lien y Lunde en 1974, tomando como muestra doscientos casos de excavaciones, dentro de su importancia de clasificación del macizo nos permite establecer sistemas de sostenimientos para túneles subterráneos.

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice Q. Que, está representado con la relación siguiente:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde

J_n = Índice de diaclasado que indica la cuantía de la fracturación.

J_a = Índice de alteración que indica la alteración de las juntas.

J_w = Coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF = Es un coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional en el macizo rocoso.

Los tres grupos formados en la relación representan lo siguiente:

$\frac{RQD}{J_n}$ = Representa el tamaño de los bloques delimitado por las juntas.

$\frac{J_n}{J_a}$ = Representa la resistencia al corte entre los bloques a lo largo de la superficie de la junta.

$\frac{J_w}{SRF}$ = Representa la influencia del estado tensional actuante *in-situ*.

El rango de variación de los parámetros mencionados es el siguiente:

Tabla 33

Rango de variación de los parámetros

RQD	0 a 100
J _n	0.50 a 20
J _r	0.50 a 4
J _a	0.75 a 20
J _w	0.05 a 1
SRF	0.50 a 20

Tabla 34

Clasificación de parámetros individuales usados en el índice de calidad Tunelera Q

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. DESIGNACIÓN DE LA CALIDAD DE LA ROCA RQD		
A. Muy mala	0 – 25	1. Cuando se reporta o mide un RQD [10 (Incluyendo 0) se usa un valor nominal de 10 para evaluar Q.
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	2. Intervalos de RQD de 5, es decir 100, 95, 90, etc.
Son suficientemente precisos.		
E. Excelente	90-100	
2. NUMEROS DE FAMILIAS DE JUNTAS		J_n
A. Masivo, con ninguna o pocas juntas		0.5-1.0
B. Un sistema de juntas		2
C. Un sistema de juntas más juntas aleatorias		3
D. Dos sistemas de juntas		4
E. Dos sistemas de juntas más juntas aleatorias		6
F. Tres sistemas de juntas		9
G. Tres sistemas de juntas más juntas aleatorias		12
H. Cuatro o más sistemas de juntas, juntas aleatorias,		15
I. Rocas trituradas, material terroso		20
		1. Para intersecciones usar (3.0 x J _n)
		2. Para portales usar (2.0 x J _n) fracturamiento severo tipo “cubos de azúcar”, etc.

4. NUMERO DE ALTERNACION DE LAS JUNTAS		Ja	\varnothing_r aproximado
a. Contacto en las paredes de la roca			
A.	Rellenas con material compacto, impermeable, duro	0.75	1. Los valores de \varnothing_r , son aprox.
B.	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1.0 (25°-35°)	2. Los valores de \varnothing_r , el ángulo de fricción residual, e indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que están presentes.
C.	Superficie ligeramente alterada, cubiertas con material granular no arcilloso producto de la trituración de la roca.	2.0 (25°-38°)	
D.	Capas superficiales de material limoso o arcilloso-arenoso con una pequeña fricción cohesiva	3.0 (20°-25°)	
E.	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica clorita etc.) Pequeñas cantidades de arcilla expansiva en capas de 1-2 mm. de espesor.	4.0 (20°-25°)	
b. Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.			
F.	Relleno granular no cohesivo. Roca desintegrada libre partículas arcillosas	4.0 (20°-25°)	
G.	Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables, continuos con espesores de hasta 5 mm.	6.0 (16°-24°)	
H.	Relleno Continuo de hasta 5 mm. de espesor de material arcilloso con grande, medio o bajo de consolidación.	8.0 (8°-16°)	
I.	Relleno continuo de arcilla expansiva (montrorillonita) de hasta 5 mm. de espesor. el valor de Ja dependerá del porcentaje de expansión del tamaño de partículas arcillosas la accesibilidad de agua etc.	(8.0 – 12.0) (6°-12°)	
c. Sin contacto de las paredes después del cizalleo			
J,K,L.	Zonas y capas de arcilla de gradas o trituradas (ver G,H,I para condiciones de arcilla).	(6.0, 8.0) 8.0 – 12.0 (6° - 24°)	
M.	Zonas de arcilla limosa o arenosa pequeñas fracciones de arcilla	5.0	
N,O,P.	Zonas o capas gruesas de arcilla	10.0 – 13.0	
G,H,I	para las condiciones de arcilla.	13.0 – 20.0 (6° - 24°)	
5. REDUCCIÓN DE AGUA EN LAS JUNTAS		Jw	Presión aprox. del agua (Kgf/cm ²)
A.	Excavaciones secas o flujo pequeño, es decir <5 lt/min., localmente	1.0	<1.0
B.	Flujo o presión media, lavado ocasional del relleno de las juntas estimados	0.66	1.0-2.5
C.	Grande flujos opresión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.5	2.5-10.0
D.	Grandes flujos o altas presiones	0.33	2.5-10.0
E.	Flujo excepcionalmente alto o presiones en la Voladura decayendo con el tiempo causados	0.2-0.1	>10
F.	Flujo excepcionalmente alto o presión continua sin disminución	0.1-0.05	>10 dos
1. Los factores del C al F son crudos. El Jw se incrementa sin instaladas medidas de drenaje.			
2. Los problemas especiales por la formación de hielo no son			
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS		SRF	
a. Zonas de debilidad que interceptan la excavación las cuales pueden causar el aflojamiento del Macizo rocoso cuando se excava el túnel.			
A.	Ocurrencias múltiples de zonas de debilidad conteniendo arcilla roca químicamente desintegrada, muy aflojada en los alrededores (a cualquier Profundidad).	10.0	1. Reducir estos valores de SRF en si solo son influenciados por zonas de cortes relevantes, pero no interceptan la excavación.

B. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o Roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación <50 m).	5.0			
C. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o Roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación <50 m).	2.5			
D. Zonas múltiples de corte en roca competente (libres de arcilla), aflojamiento de roca en los alrededores a cualquier profundidad.	7.5			
E. Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de la excavación <50 m)	5.0			
F. Zonas simples de corte en roca competente (libre de Arcillas), (profundidad de la excavación >50 m.)	2.5			
G. Juntas abiertas y sueltas, roca severamente diaclasada o 'cubos de azúcar' (a cualquier profundidad).	5.0			
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS				
b. Roca competente, problemas de esfuerzos en roca				
H. Esfuerzos bajos, cerca de la superficie	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1		
J. Esfuerzos medianos	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1		
K. esfuerzos altos, estructuras muy rígidas (usualmente favorables para la estabilidad, pueden ser desfavorables para la estabilidad de las paredes)				
L. Estallidos moderados (roca masiva)				
M. Estallidos severos (roca masiva)				
b. Roca muy deformable, flujo plástico en roca incompetente bajo la influencia de altas presiones rocosas.				
N. Presiones rocosas moderadas				
O. Presiones rocosas severas				
P. Presiones rocosas de expansión, moderadas				
R. Presiones rocosas de expansión, severas				
NOTAS ADICIONALES SOBRE EL USO DE ESTAS TABLAS:				
Cuando se estime la calidad de la masa rocosa (Q), se deberán seguir las siguientes pautas en adición a las notas listadas en las tablas:				
a. Cuando no se dispongan testigos procedentes de taladros, el RQD puede ser estimado a partir del número de puntas por unidad de volumen, al cual se le adicionan el número de juntas por metro para cada familia de juntas. Una simple relación puede ser usada para convertir este número a RQD para el caso de macizos, rocosos libres de arcilla: $RQD = 115 - 3.3 J_v$ (aprox.) donde J_v = número total de juntas por m^3 (RQD = 100 para $J_v < 4.5$).				
b. El parámetro J_n que representa el número de familias de juntas, frecuentemente será afectado por la foliación, esquistocidad, estratificación, etc. Si estas "juntas" fueran muy pronunciadas, obviamente deberían ser consideradas como un sistema (set). sin embargo, si hubieran pocas juntas visibles o solo roturas ocasionales en los testigos debido a estos rasgos, será más apropiado considerar a ellas como "juntas aleatorias" cuando se evalúe el J_n .				
c. Los parámetros J_r y J_a (que representan la resistencia al corte) deberán ser relevantes para los sistemas de juntas significativamente más débiles o discontinuidades con relleno de arcilla, en determinadas zonas. Sin embargo, si el sistemas de juntas con el valor mínimo de (J_r / J_a) esta favorablemente orientado, se puede usar sus mayores valores para evaluar el Q. En efecto, el valor de J_r / J_a debe relacionarse a la superficie donde es más probable donde se inicie la falla.				
d. Cuando un macizo rocoso contiene arcillas se debe evaluar el SRF apropiado para las cargas de aflojamiento. En tales casos la resistencia de la roca intacta es de poco interés. Sin embargo, cuando el diaclasamiento es mínimo y no hay presencia de arcilla, la resistencia de la roca intacta puede llegar a ser la ligazón más débil, en este caso la estabilidad dependerá de la relación roca – esfuerzo / roca – resistencia. Un campo de esfuerzo fuertemente anisotropico no favorece la estabilidad como se refirió genéricamente en la nota 2 de esta tabla (factor de reducción de esfuerzos).				
e. Las resistencias de la roca intacta σ_c y σ_t deben ser evaluadas para condiciones saturadas si es que esto es apropiado para el presente o futuro de las condiciones in – situ. Un estimado muy conservador de la resistencia debe ser efectuada para aquellas rocas que se deterioran cuando están expuestas a la humedad o a condiciones saturadas.				

5.7.3. Análisis de información en programas Dips, Unwedge y Fhases

La introducción de programas para reforzar los análisis de registros obtenidos en el campo se torna aún más interesante mientras se trabaje con un criterio conservador, los programas que mencionamos fueron desarrollados por el grupo de ingeniería de rocas de la Universidad de Toronto, los datos procesados siempre están sujetos como se trate la información para tomarlo con la confiabilidad debida, e aquí algunas de sus características tanto en ventajas y desventajas.

DIPS. Fue diseñado para un cálculo interactivo, gráfico y estadístico, de orientaciones de datos estructurales geológicos, que permite ver al usuario analizar y visualizar los datos compilados con las mismas técnicas de la proyección estereográfica manual, incluyendo datos estadísticos que se procese, entre las funciones principales es determinar:

- Representa discontinuidades mediante sus polos
- Genera diagrama de densidad de polos
- Determina los círculos mayores y sus movimientos de los planos.

UNWEDGE. Este programa analiza la geometría y estabilidad de cuñas potenciales existentes en las excavaciones principalmente definidas por tres discontinuidades, del cual se obtiene su factor de seguridad frente a la rotura, completando una sugerencia de la necesidad de sostenimiento.

Una de las ventajas significativas del programa es de limitar el tamaño de las cuñas modificando parámetros geométricos, ajustando al tamaño de las observaciones de campo, asimismo cuenta con la opción de diseñar sostenimiento.

PHASES. Está diseñado para cálculos tenso-deformacionales en dos dimensiones por el método de elementos finitos, la opción produce un análisis elástico de tensiones y una indicación de zonas sobretensionadas. Entre los resultados que se determinan son:

- Tensión principal mayor
- Tensión principal menor
- Tensión en el plano perpendicular
- Coeficiente de seguridad

- Zonas de plastificación
- Desplazamientos vertical, horizontal.

Sus limitaciones del programa, asume una deformación plana, su uso es muy válida en rocas duras.

5.8. Consideraciones de parámetros en el diseño de cable cementados

5.8.1. Introducción

Iscaycruz introduce este sistema de refuerzo en su explotación con el fin de lograr un alto nivel de seguridad en sus operaciones es así la importancia en implementar técnicas adecuadas para cableados que parten desde el conocimiento del medio geo-estructural definiendo el uso adecuado de los elementos de sostenimiento que requiera tal que responda a la necesidad operativa de la mina, el cableado elemento no muy difundido y que es relacionado directamente a los problemas estructurales que resumiremos en este capítulo y la incidencia es su aplicación.

5.8.2. Análisis de estabilidad

El estudio para dimensionar la estabilidad del tajo se inició con una recopilación de información geomecánica básico del macizo rocoso, ubicado en el nivel -7 (4485) en las progresivas de la estación G4+5 al G6+40; que mostramos en el plano topográfico del nivel (Plano N° 02).

A partir de esta información se establecieron parámetros de diseño, apoyados con modelos de análisis computarizados y modelos numéricos como se explicara en los siguientes párrafos.

La información obtenida en los trabajos de campo será de apoyo significativo para desarrollar los modelos que presentaremos y sus respectivos cálculos precisarán el elemento de soporte que buscamos, cables cementados.

La relación del método gráfico de estabilidad, es la que adjunta a su relación más parámetros para su análisis, por lo tanto, su aproximación será herramienta útil durante la predicción de estabilidad del lugar en evaluación.

El método de estabilidad se restringe en determinar los factores N y S.

Dónde:

$N = N^{\circ}$ de Estabilidad Modificado

$S =$ Factor de forma o Radio Hidráulico.

Este último factor toma en cuenta el tamaño y forma del tajo en evaluación medidas en *in-situ*.

Para determinar el factor N; número de estabilidad, se define como:

$$N = Q * A * B * C$$

Dónde:

Q = Índice de calidad Tunelera

A = Factor de Esfuerzo en la Roca

B = Factor de Ajuste por Orientación de juntas

C = Factor de Ajuste Gravitacional

El radio hidráulico “S” se define como: Área de la sección transversal de la superficie analizada entre el perímetro de la superficie analizada; el cálculo se facilita por la aplicación de los gráficos de radio hidráulico desarrollado por potvin.

5.8.3. Condiciones geológicas

El desarrollo de la evaluación corresponde al nivel -7 (4485) en la unidad minera Iscaycruz, está ubicada al piso de la formación pariahuanca enclavado en un skarn tipo clavo entre fallas.

La mineralización tiene una potencia de 20 a 30 mts alineada en la dirección de rumbo N68°W con un buzamiento de 78° NE; sus cajas presentan hacia el techo areniscas de la formación farrat intercalado con estratos de carbón y hacia el piso calizas de formación parihuanca, la longitud del cuerpo varía de 100 a 200 mts con una profundidad desarrollado hasta el nivel -13 (4313), más una inferencia con zondaje de 150 mts al nivel -7.

En la cota de estudio nivel -7, el cuerpo esta perturbado con la presencia de tres fallas bien reconocidas F-1, F-2, F-3, con orientaciones N25W, N30W, N21W,

respectivamente los mismos que se muestra en el plano geológico, de tal manera que tratamos con la debida importancia en nuestro análisis.

5.8.4. Mapeo de la estructura de la masa rocosa

La información compilada de la masa rocosa se determinó mediante el registro por línea de detalles en las progresivas de la estación G4+5 a G6+40, registrando 160 puntos que representan rasgos estructurales los que se muestra en el apéndice 1.

Los datos obtenidos corresponden a las condiciones de juntas, fallas, micro fallas; a partir de esta información se delimito para el plano geotécnico que se muestra en el plano N° 3.

El procesamiento de la información obtenido en el campo es vaciado en el programa DIPS, el cual nos determina el estereograma de los polos y los planos mayores, determinando los tres sistemas importantes encontrados y siendo de mayor consideración el sistema que corresponde a la estratificación, orientación desfavorable de las juntas y discontinuidad crítica, con orientaciones representados por 65/230, 51/306, 36/122, respectivamente y que mostramos en la figura 13 de la salida DIPS.

Figura 49

Distribución de 160 polos salida Dips

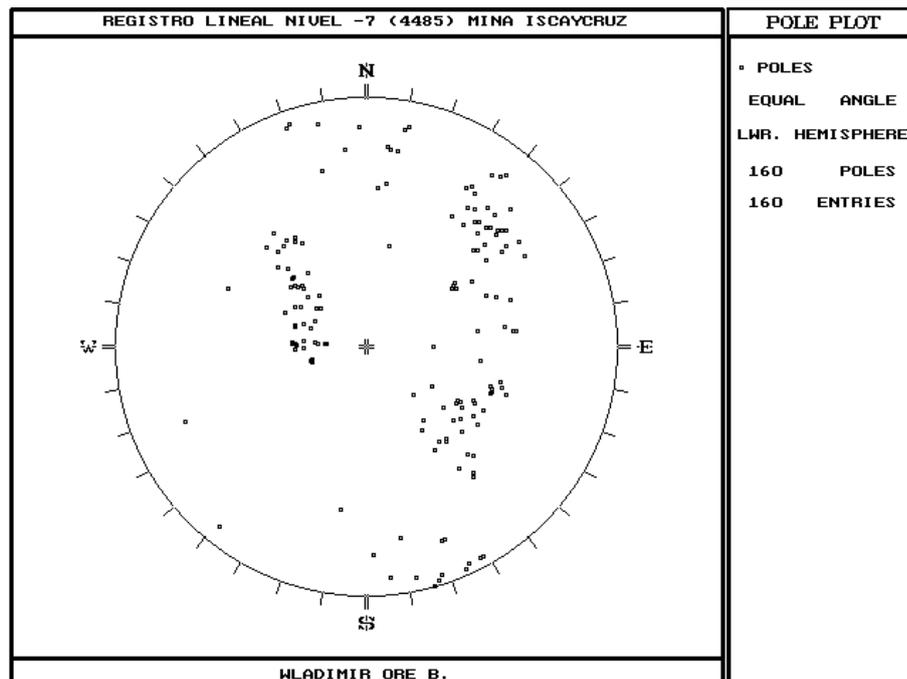


Figura 50

Configuración de la concentración de polos

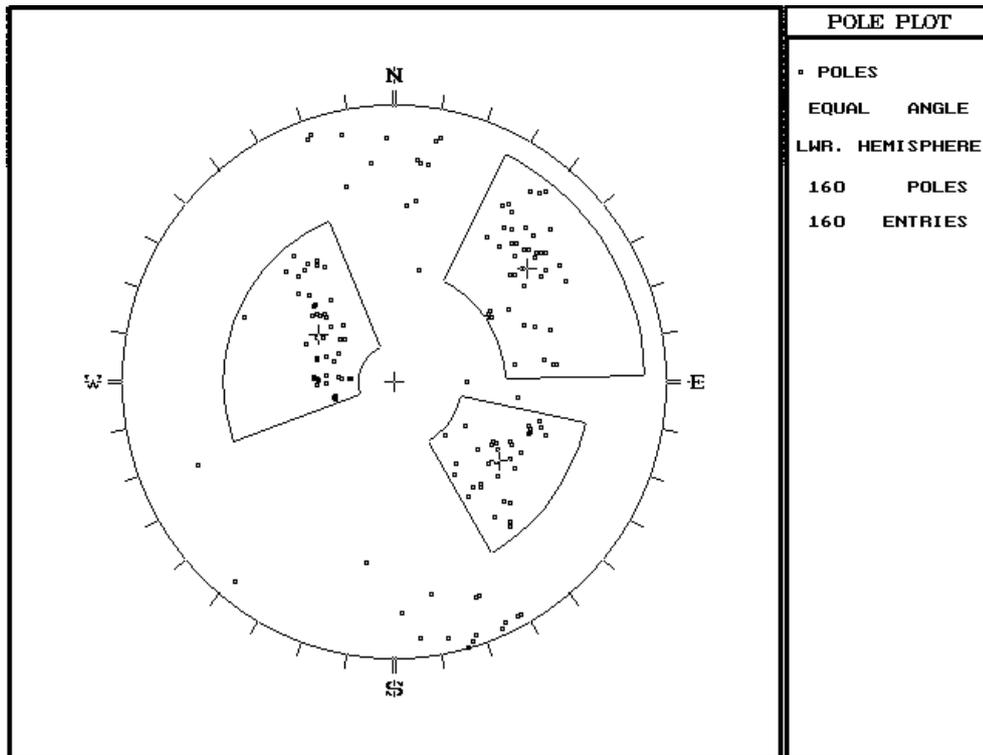


Figura 51

Representación de planos

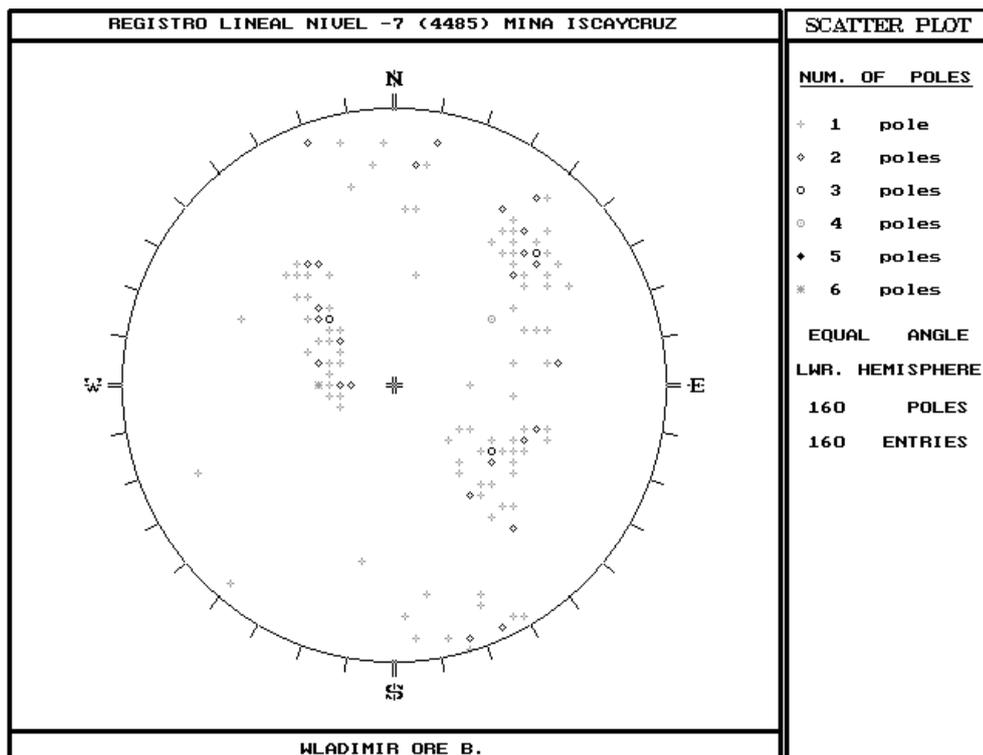


Figura 52

Configuración de las concentraciones de polos

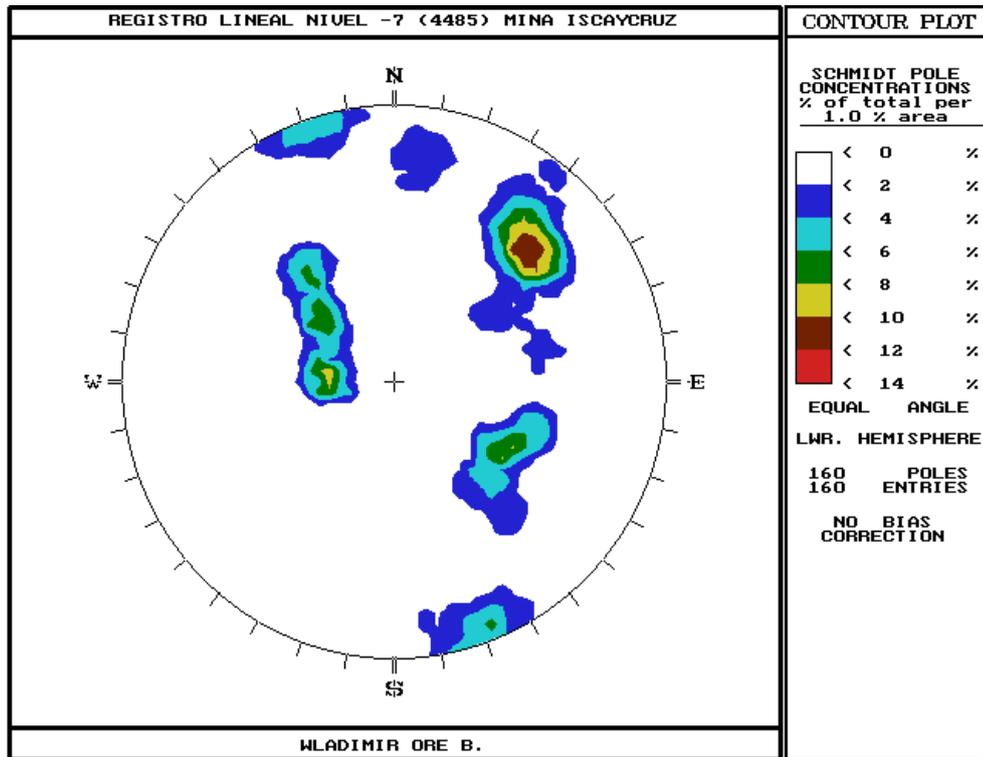


Figura 53

Contornos de concentración de polos

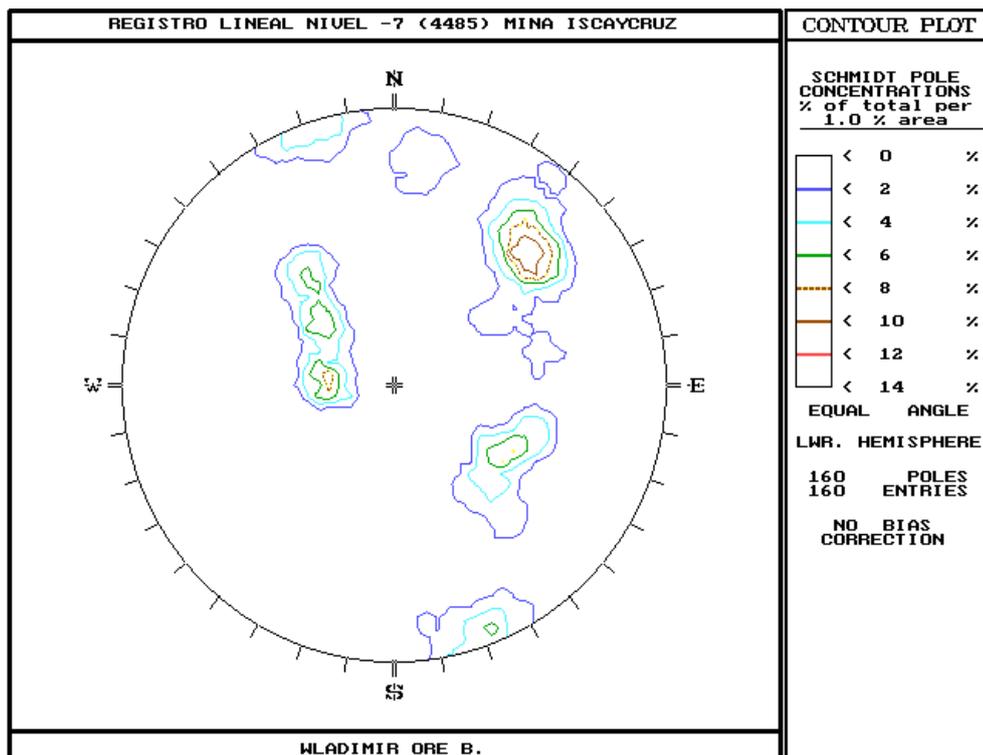


Figura 54

Presentación de planos mayores

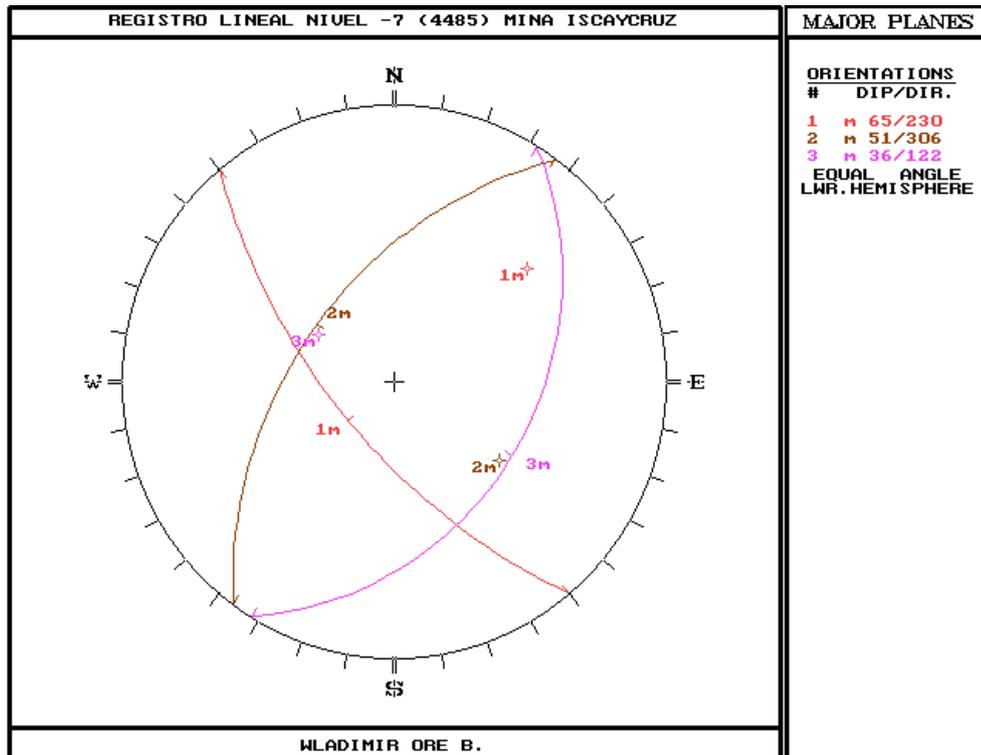
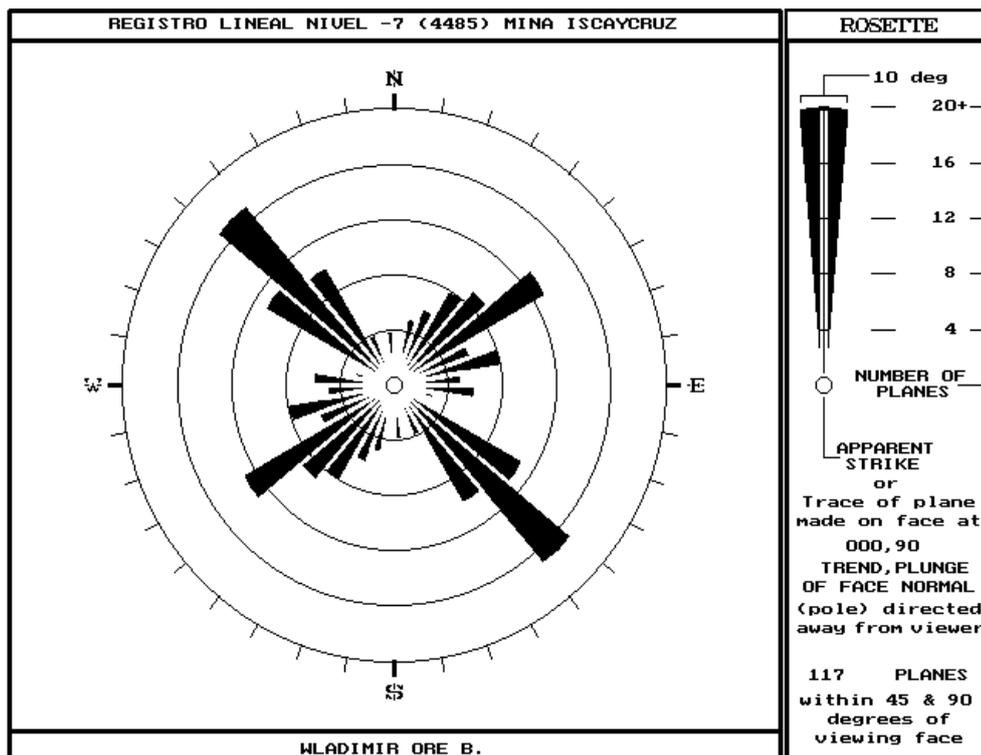


Figura 55

Dirección favorable de labor



5.9. Clasificación del macizo rocoso RMR e índice “Q”

5.9.1. Ensayos de la resistencia de la masa rocosa

El cuadro que presentamos corresponde a la resistencia de la roca intacta, cuyos resultados fueron obtenidos en las pruebas realizadas en el laboratorio de mecánica de rocas de la Universidad Católica a la muestra de testigos diamantinos extraídos durante el desarrollo de las labores, los resultados del cuadro 04 responden a la resistencia uniaxial según el criterio de falla de HOEK-BROWN.

Tabla 35

Parámetros de resistencia de la roca intacta

MATERIAL	σ_c -Mpa	MI	Densidad MN/m ³
Arenisca Formación Farrat	90	12	0.26
Mineral Skarn	110	11	0.30
Calizas Formación Pariahuanca	100	13	0.26

5.9.2. Clasificación geomecánica RMR, “Q”

Para la clasificación RMR del macizo rocoso, se tomaron la información de los cuadros de registro lineal; para el cual la obtención del RQD fue calculado con la relación de Palmström (1982) que considera J_v , como número de discontinuidades/m³, el RMR, en las tres condiciones representan los promedios determinados según el mapeo lineal cuyos resultados mostramos en la tabla 30. La clasificación por el criterio de Q de Barton se determinó con los siguientes parámetros representativos obtenidos en el campo.

$J_n = 12$ (Tres sistemas de juntas más juntas aleatorias).

$J_r = 1.5$ (Juntas ligeramente rugosas).

$J_a = 4$ a 6 (Juntas ligeramente intemperizadas).

$J_w/SRF = 1$ (Condición estrictamente seca).

Tabla 36

Clasificación RMR del macizo rocoso

UBICACIÓN	RQD %	RMR	Q	Densidad Kg/m ³
Techo del tajeo (Arenisca)	48	44	1.21	2.60
Caja techo del tajeo mineral (Skarn)	50	49	1.30	3.00
Caja piso del tajeo (caliza)	48	46	1.27	2.60

5.9.3. Determinación de las propiedades de la masa rocosa

Los parámetros obtenidos sobre las propiedades del macizo rocoso fueron apoyados con el programa Rocklap, haciendo uso de los resultados obtenidos en los cuadros 29, 30.

Los parámetros obtenidos como el módulo de deformación se calculan según al criterio de serafín & Pereira (1983).

$$Em(Gpa) = \sqrt{\frac{Gc1}{100}} * 10^{(GSI-10)/40} ; G_{c1} < 100Mpa$$

Para nuestro caso la relación de poisson responde al cuadro teórico, los valores de mb/mi, s,E,γ, para el criterio modificado de falla generalizado planteado por Hoek-Brown, se muestran en la tabla 31, que es calculado considerando una masa rocosa no disturbada.

Tabla 37

Propiedades de la masa rocosa

Roca	RQD	RMR	Q	Densi Mn/m3	GSI	mi	S	M.def	α°	R.pois
Caja techo	48	44	1,2	0,026	45,7	12	0,002	7406,64	45,07	0,25
Mineral	50	49	1,3	0,03	46,4	11	0,003	8128,31	44,95	0,25
Caja piso	48	46	1,3	0,026	46,2	13	0,003	8035,26	46,68	0,25

**PARAMETRO SEGÚN EL
CRITERIO MODIFICADO HOEK-BROWN**

ROCA	mb	a	σ1	σ3
Caja techo	1,73	0,51	28,83	4,001
Mineral	1,62	0,51	33,33	4,63
Caja piso	1,9	0,51	31,69	4,03

5.10. Estimación de esfuerzos

Para determinar los esfuerzos *in-situ* fueron estimados utilizando el concepto de carga litostática analizado en el capítulo IV donde se usa la relación $\sigma_v = \gamma H$, así mismo los esfuerzos en las paredes con la relación $\sigma_h = k\sigma_v$; para nuestra evaluación se introdujo el factor forma de la excavación descrito en el ítem; para el cual se determinaron los cálculos correspondientes.

El nivel -7, se encuentra a una profundidad de 315mts el material que sobre yace presenta estratificación de paquetes de calizas, lutitas, areniscas cuarzosas, dando un

promedio de densidad unitaria de 0.027 MN/m^3 ; determinando un esfuerzo de 8.5 Mpa de promedio en el punto de evaluación.

Para estimar la constante K nos referimos a la relación empírica planteado por Sheorey (1994). Donde la constante K se determina con la relación:

$$K=0.25+7EH(0.001+1/z).$$

Esta relación responde al concepto de esfuerzo termal elasto-estático de la tierra, para el cual Z es la profundidad, Eh es el módulo de deformación horizontal promedio de la masa rocosa de la superficie determinado según el mapa mundial de esfuerzos.

De lo planteado con $Z=315$ y $Eh= 25 \text{ Mpa}$, el resultado de la constante $K= 0.98$, con el cual nos permitirá los cálculos siguientes.

Los esfuerzos en la cámara del tajeo a formarse después de la voladura se determinan con las relaciones corregidas por el tipo de sección introduciendo los factores A,B , correspondiendo un valor de $A=4$, $B=1.5$; encontrando los resultados siguientes.

$$\sigma_t = (AK - 1)\sigma_v = 24.65 \text{ Mpa}$$

$$\sigma_h = (B - K)\sigma_v = 4.42 \text{ Mpa}$$

Tabla 38

Cuadro de resumen

σ_v	8.5 Mpa
σ_t	24.5 Mpa
σ_h	4.4 Mpa
Constante K	0.98
Eh	25G _{pa}

5.10.1. Esfuerzos compresivos inducidos

Para determinar los esfuerzos compresivos se usó el programa PHASE, donde tomamos como datos de entrada los esfuerzos determinados y resumidos en las tablas, 29,30,31 y 32; y considerando con respecto a las medidas del tajeo responden; techo del tajeo 30 mts, caja techo 12mts.

Los resultados de los esfuerzos principales máximos se resumen en la tabla 33, y el modelamiento de las curvas de incidencia en las figuras respectivas.

Tabla 39

Relación de σ_c / σ_1

Longitud de tajo	Caja techo	Techo de tajeo	Caja piso
Potencia del cuerpo 30 mts		$\sigma_c / \sigma_1 = 18.33$	
Altura del tajo 12 mts	$\sigma_c / \sigma_1 = 7.5$		$\sigma_c / \sigma_1 = 8.33$

Los resultados que se muestra en el modelamiento del tajo con longitud que equivale a la potencia del cuerpo de 30 mts y de altura de 12mts, se determinaron los esfuerzos inducidos al techo del tajo siendo $\sigma_1 = 6$ Mpa y la caja techo y piso del tajeo $\sigma_1 = 12$, dando los resultados de σ_c / σ_1 que mostramos en la tabla 33.

Para la mejor aclaración los gráficos representan a los esfuerzos máximos y mínimos así mismo el factor de seguridad y el desplazamiento que puede provocar el espacio abierto después de una voladura.

Figura 56

Dirección de esfuerzos máximos salida Phases

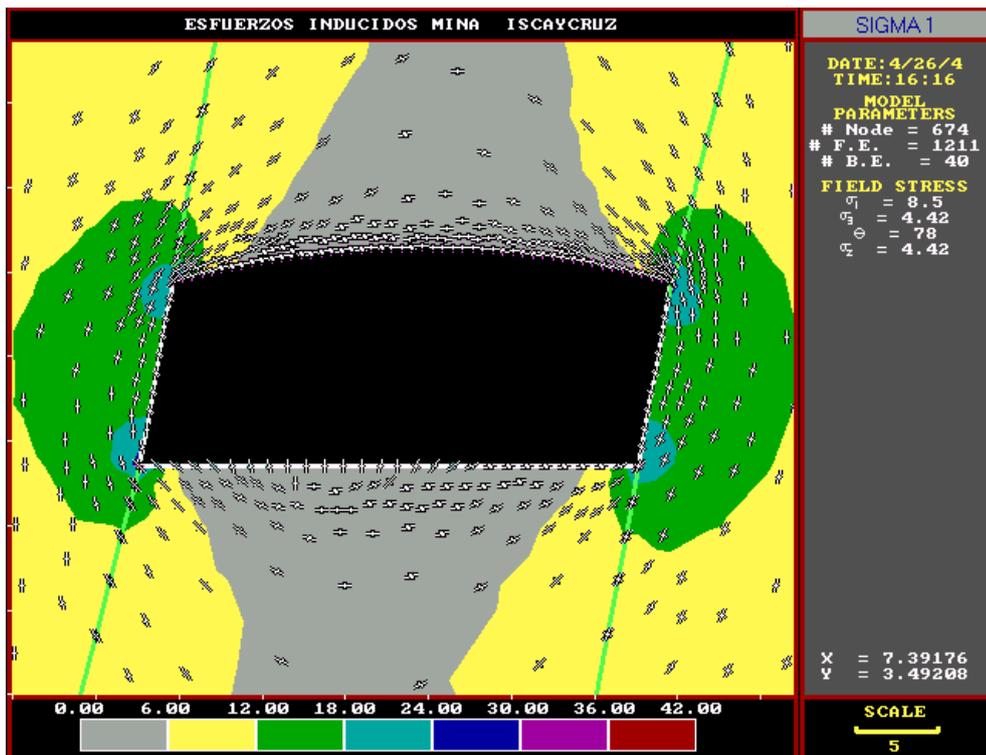


Figura 57

Curvas de esfuerzos máximos

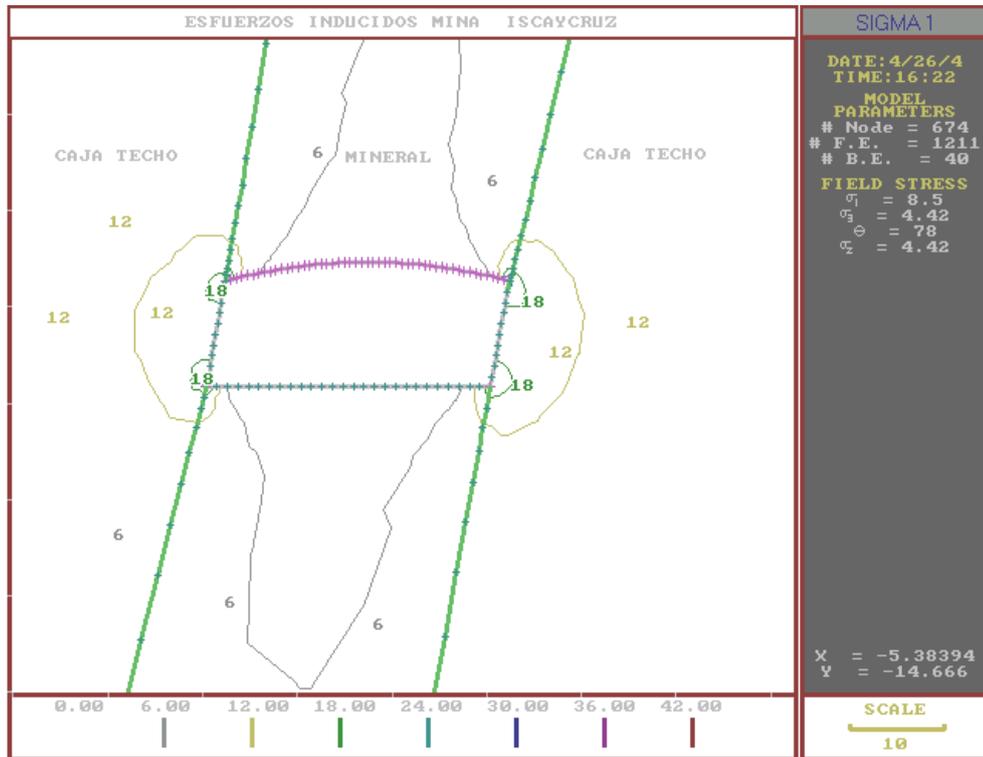


Figura 58

Esfuerzo Mínimo

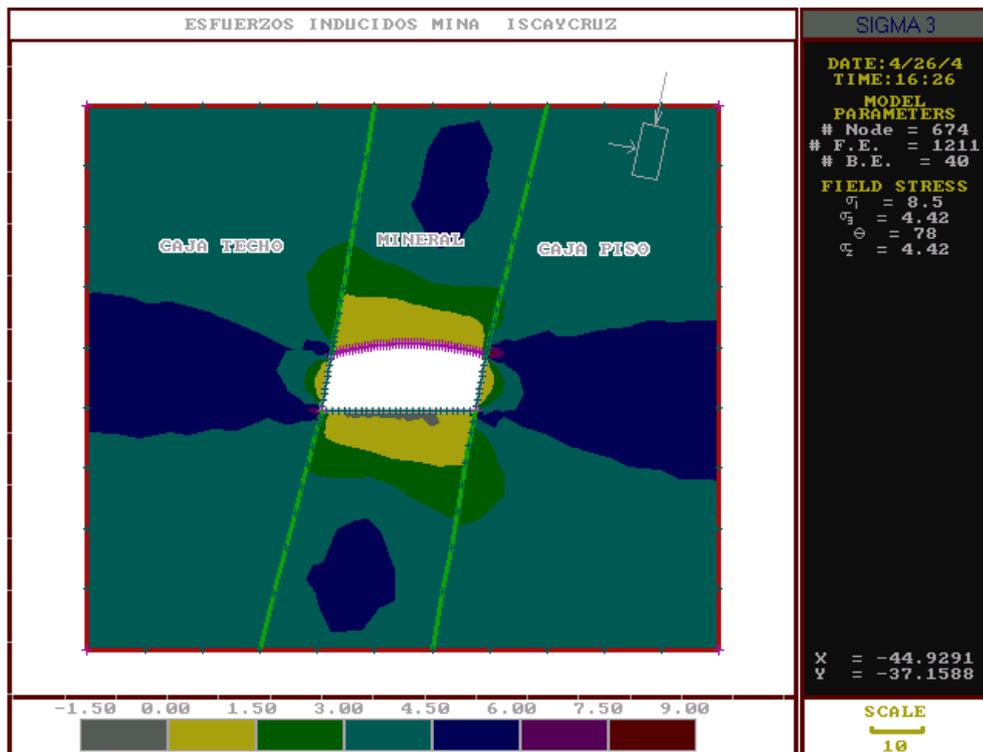
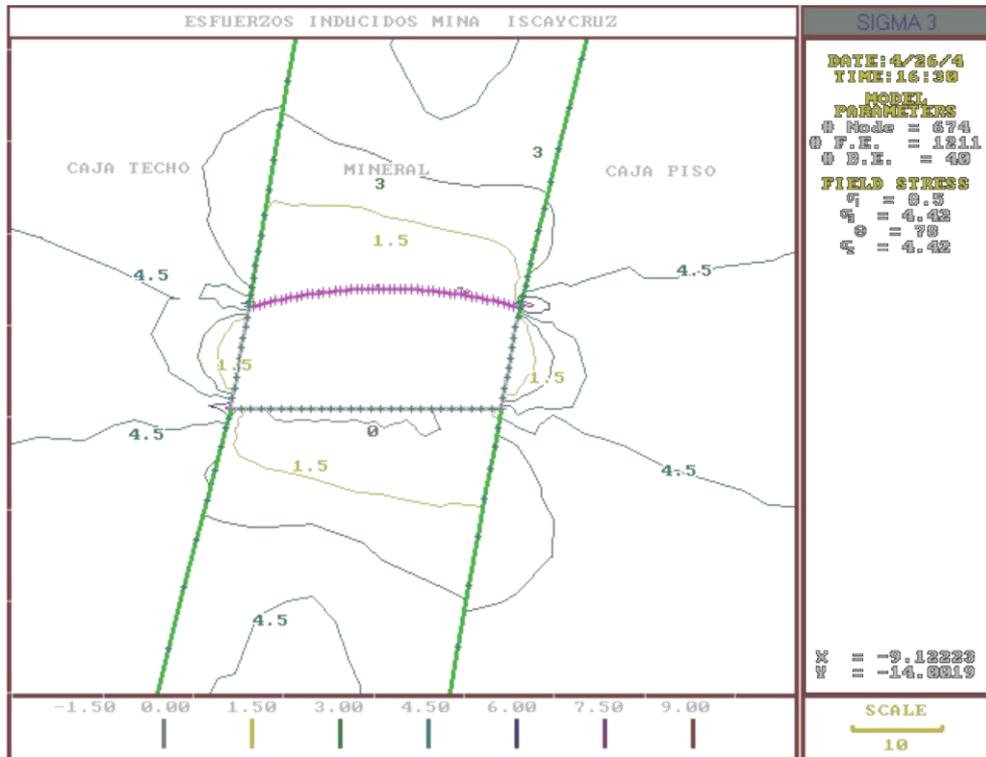


Figura 59

Curvas de Esfuerzos mínimos



5.11. Factor de esfuerzo en la roca

Los esfuerzos actuantes obtenidos sobre las caras libres del tajo abierto, en profundidad reflejan el factor de esfuerzo en la roca el que fue determinado a partir de la resistencia de la roca confinada intacta (σ_c) y un esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajo, el esfuerzo inducido máximo determinado con el programa PHASES (σ_1) determinan la relación (Resistencia de la roca intacta a esfuerzos compresivos inducidos (σ_c / σ_1), ejercida a la cara del abierto del tajo.

Para mayor aclaración del tema recomiendan el análisis con la siguiente relación que restringe el uso del parámetro de la constante A:

$$\text{para } \sigma_c / \sigma_1 < 2 : A = 0.1$$

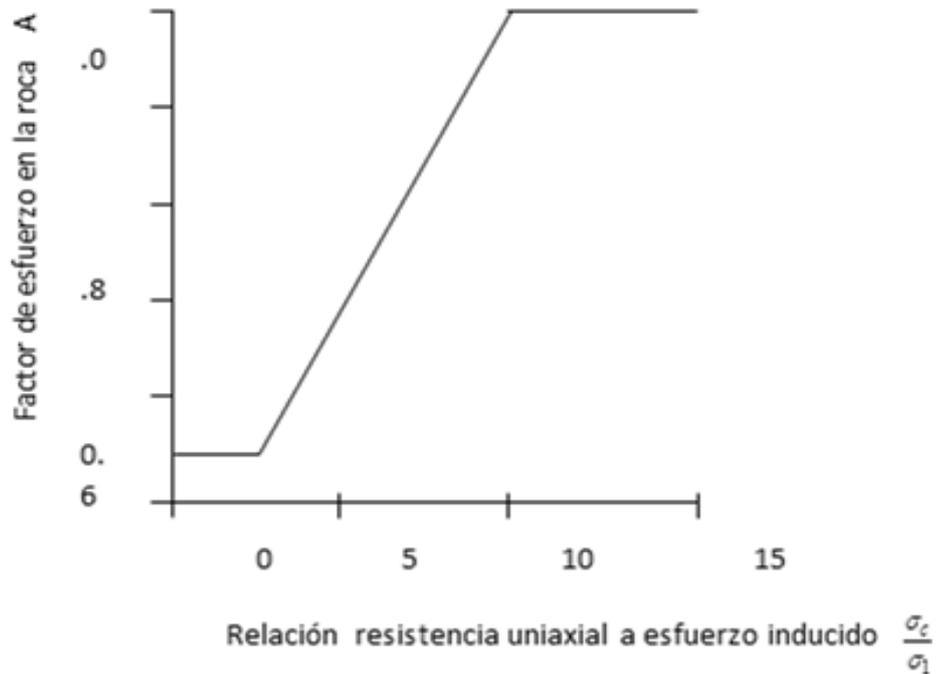
$$\text{para } 2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10 : A = 0.1125(\sigma_c / \sigma_1) - 0.125$$

$$\text{para } \sigma_c / \sigma_1 > 10 : A = 1.0$$

Esquemáticamente presentamos en la figura 63 el factor esfuerzo “A” en la roca, con diferentes valores de (σ_c / σ_1).

Figura 60

Factor esfuerzo "A" en la roca



De la figura 63 y la tabla 34 se determinan los valores de (σ_c / σ_1) los que nos permitirá usar las relaciones que limitan la constante A.

Tabla 40

Factor de esfuerzo en la roca A

Relación	Techo del tajo	Caja techo	Caja piso
σ_c / σ_1	18.33	7.5	8.33
A	1	0.71	0.81

5.12. Factor de ajuste por orientación de discontinuidades

Las fallas que se presentan sobre la estabilidad de las caras expuestas del tajo son generalmente del tipo estructuralmente controlados provocadas por efectos de voladuras que perturban las discontinuidades críticas que se presentan en las periferias de los tajos.

La influencia de las discontinuidades mayores determinados con la salida Dips forman una cuña significativa tanto en el acceso como en los tajos, y que damos mayor consideración a sus orientaciones con respecto al abierto que debe quedar después de la voladura.

Figura 61

Representación de cuñas hacia el techo en tajo

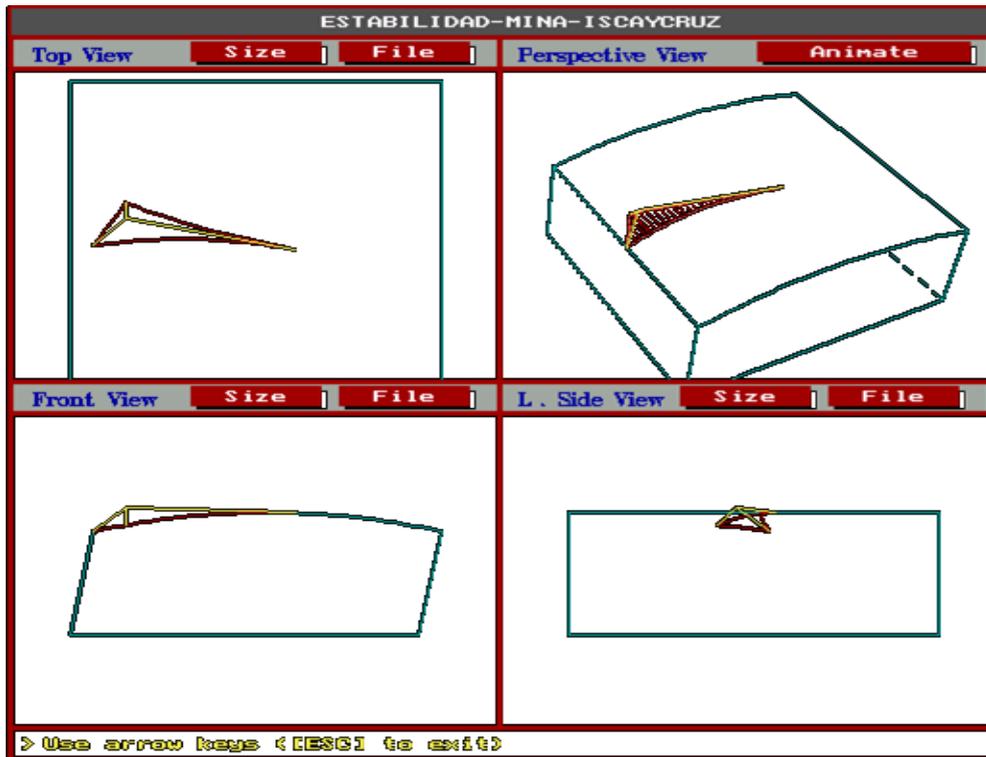


Figura 62

Cuñas potencialmente inestables hacia las cajas del tajo

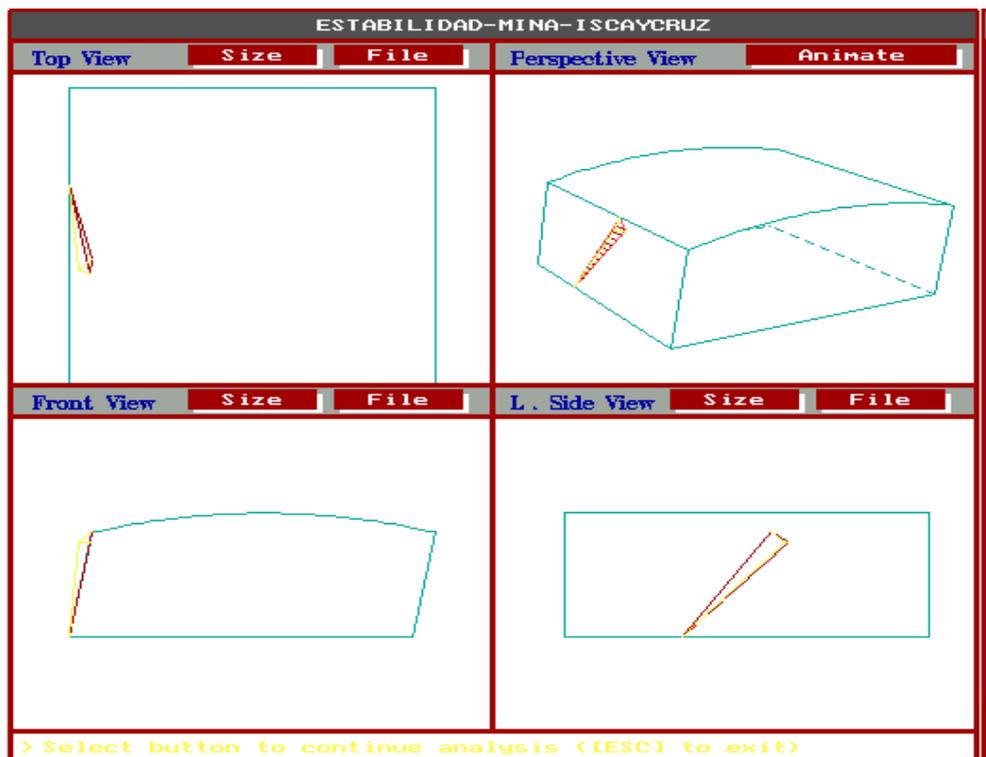
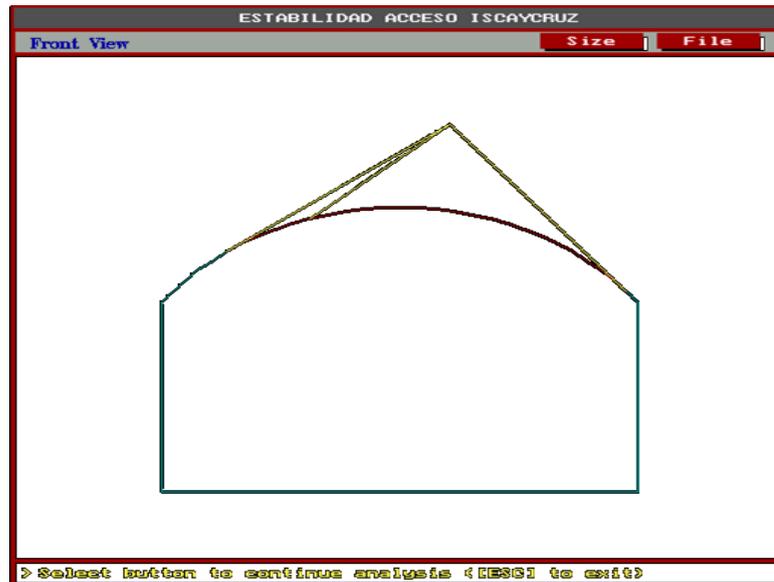
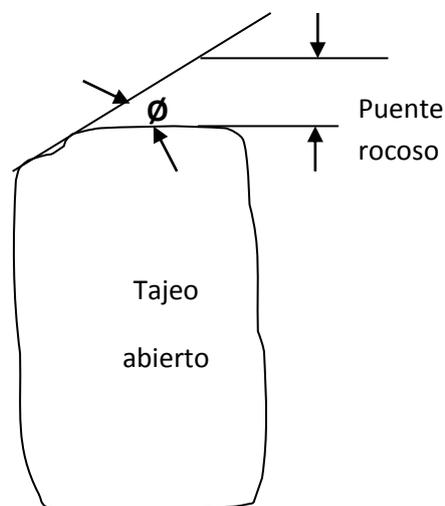


Figura 63

Cuña hacia el techo del acceso



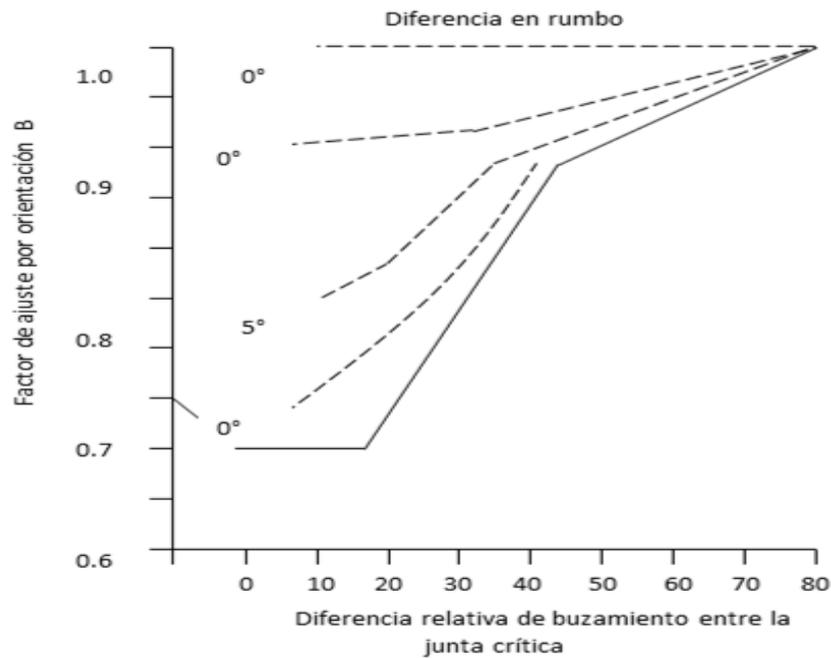
De los gráficos mostrados las de mayor consideración es hacia el techo que forma un bloque de un área de 26 m^2 y un volumen de 14 m^3 , hacia la caja un área de 12 m^2 y volumen de 4 m^3 , para el acceso estas discontinuidades forman una cuña de 20 m^2 de área y de 4.5 m^3 de volumen, los resultados mostrados nos indican que se producirá desprendimientos del tipo estructuralmente controlados a efectos de las discontinuidades a los cuales relacionaremos a nuestro análisis siguiente. Según Potvin 1988; Plantea que se forma un ángulo ϕ con la superficie libre del tajo, si este ángulo entre la discontinuidad y superficie es pequeño, el puente de roca intacto se rompa por efectos de voladura o por influencia de otro sistema de discontinuidad.



Del gráfico se concluye, si el ángulo ϕ tiende a cero, ocurre un incremento en la resistencia por hacer un efecto de viga o losa, la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad del abierto de la excavación es alto cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es más pequeño si los planos son perpendiculares.

Figura 64

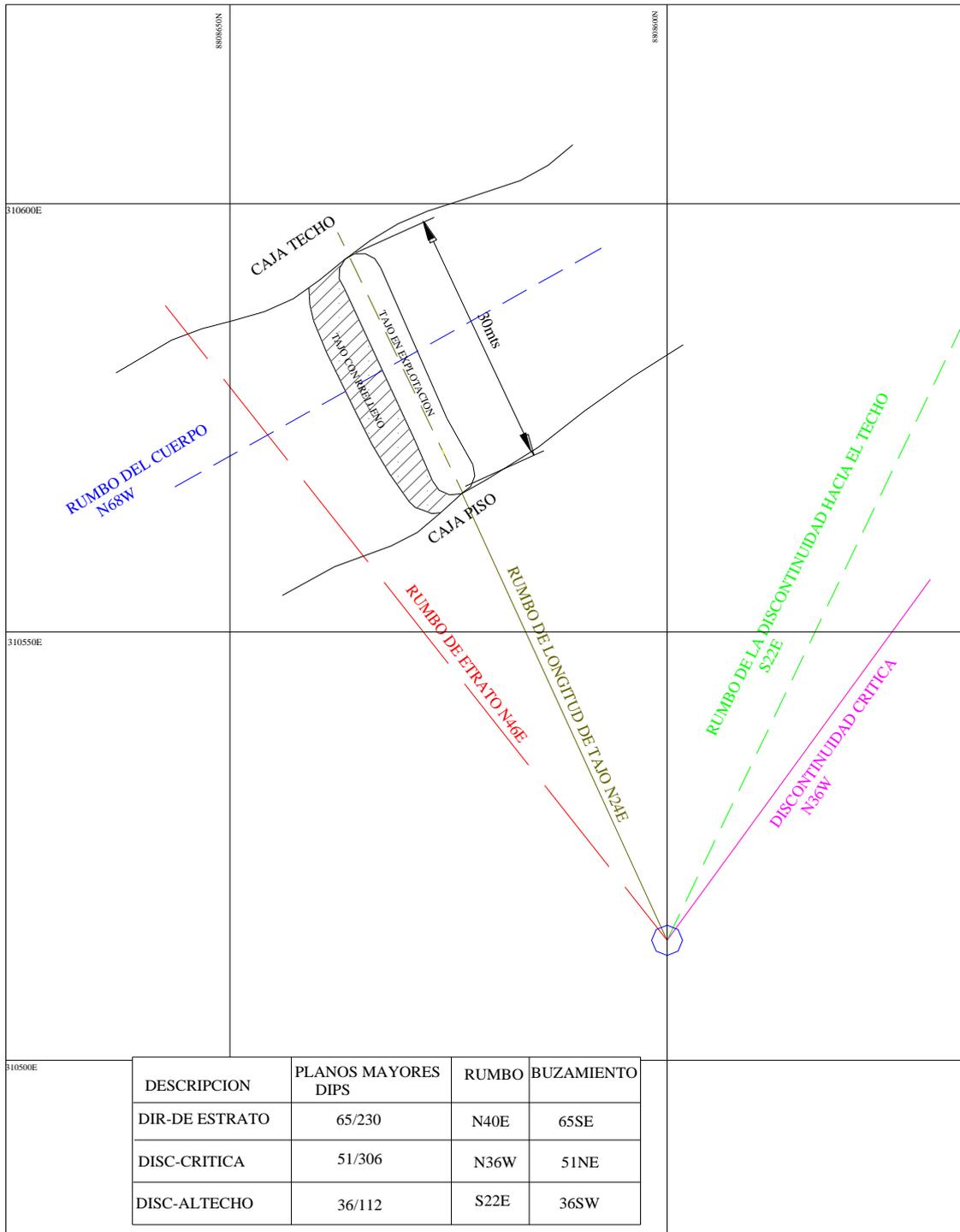
Orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajo



Para determinar nuestro análisis deducimos las orientaciones críticas promedio determinado por el programa DIPS (planos mayores), los mismos que resumimos en el cuadro siguiente.

Figura 65

Orientación de juntas



5.12.1. Discontinuidades críticas y el ajuste por orientación “B”

Tabla 41

Ajuste por orientación de discontinuidades B

Descripción	Rumbo	Buza	Diferencia de Rb	Diferencia de Buz	B
Dirección del Tj en potencia	N24E	85SE	16	20	0.3
Dirección del Estrato	N40E	65SE			
Dirección del Tj en potencia	N24E	85SE	2	49	0.3
Juntas críticas	S22E	36SW			
Dirección del Tj en rumbo	N24E	85SE	12	34	0.3
Discontinuidad crítica	N36W	51NE			

Según el análisis de la lámina (orientación de juntas), apoya la determinación del factor de ajuste que se muestra en la tabla 34, donde compara las orientaciones del tajo con las obtenidas en los planos mayores que son resultado de un promedio de juntas registrados durante el mapeo lineal.

Del gráfico, el rumbo que corresponde al estrato será el más crítico en las cajas a lo largo del tajo y con respecto a la discontinuidad crítica debe ser controlado con sostenimientos adecuados por definir un ángulo agudo de 14° con respecto a la discontinuidad del techo y que están ubicadas en las paredes del techo y piso como se muestran en la salida del programa UNWEDGE.

5.13. Ajuste por efecto de la gravedad

Para determinar el factor “C” de ajuste por efectos de la gravedad, tomamos en cuenta la influencia de la orientación de las paredes del tajeo, una simple comparación de la geometría del tajeo. El terreno puede fallar desde el techo y cajas debido a lajamientos o deslizamientos, según Potvin (1988), sugirió las fallas por gravedad como las fallas por lajamientos son influenciados directamente por la inclinación de la superficie del tajo; el cálculo responde a la relación $C = 8 - 6\cos\alpha$, donde α es la inclinación del tajo.

Las fallas por deslizamiento, dependerá de la inclinación β relacionado con la discontinuidad crítica que esta vez predomina la estratificación con una inclinación de 65°. Determinamos los modos dominantes que ocurrirían por gravedad desde el techo, dando $C = 5.94$, de la misma manera las fallas por deslizamiento se presentarían de las cajas por determinar un ángulo de 65°, determinando un factor de 4.6 según la gráficos planteados.

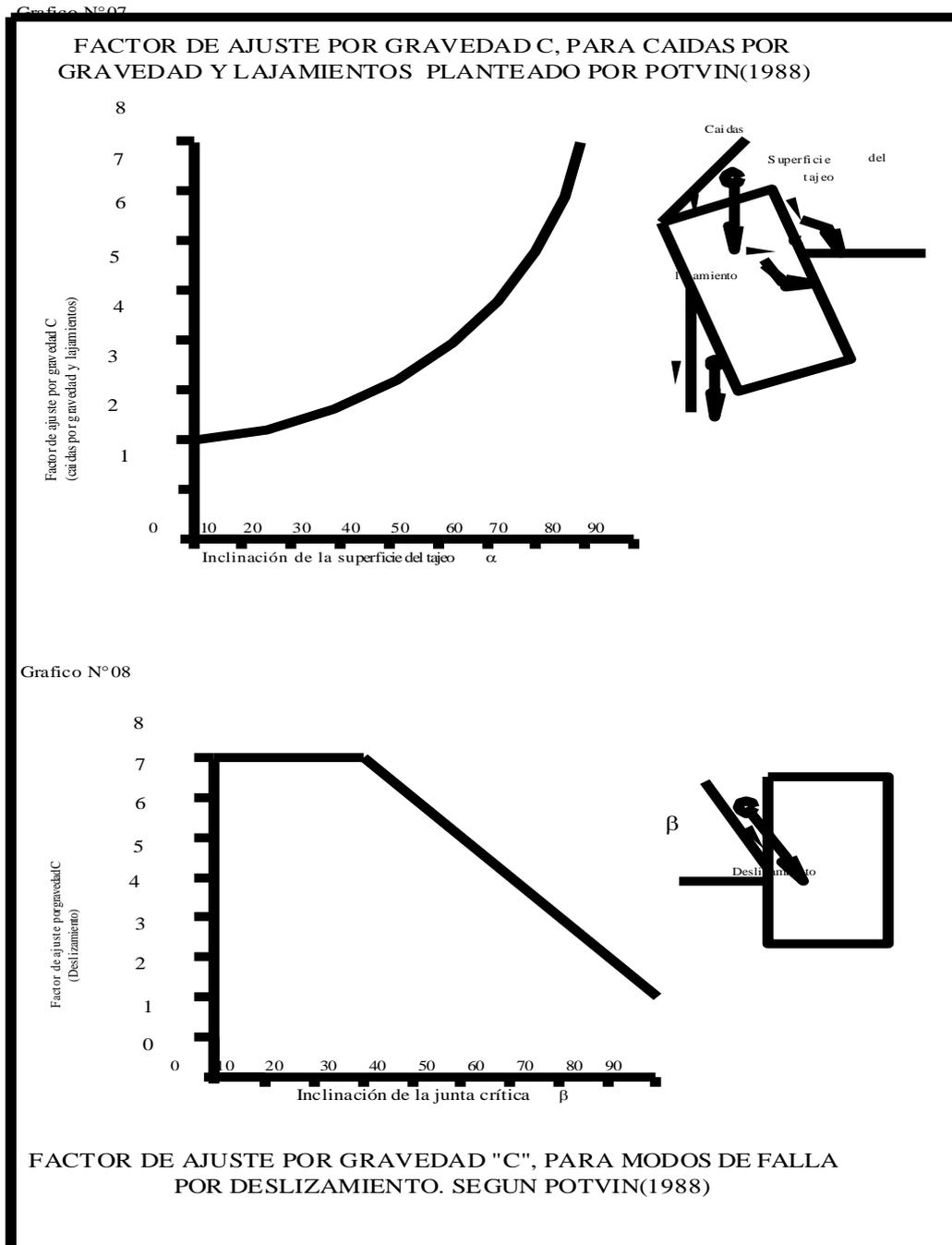
Tabla 42

Factor de ajuste por efecto de la gravedad

Lados del tajeo	Factor de ajuste C
Techo del tajeo	2
Cajas del tajeo	4.6

Figura 66

Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamiento planteado por Potvin (1988)



5.14. Número de estabilidad “N”

De la secuencia del análisis determinado, en resumen, mostramos en el siguiente cuadro.

Tabla 43

Cálculo del número de estabilidad “N”

Ubicación	RMR	Q	A	B	C	N
Techo del tajo	49%	1.30	1.00	0.30	2.0	0.78
Caja techo	44%	1.21	0.71	0.30	4.6	1.19
Caja piso	46%	1.27	0.81	0.30	4.6	1.42

5.15. Radio hidráulico “S”

El radio hidráulico, está definido como la relación del área de la superficie analizada entre el perímetro de la misma sección, el definir la sección de un abierto es simplemente las medidas en *in-situ*, para nuestro caso analizaremos el abierto mínimo de minado que define la potencia del cuerpo.

Tabla 44

Radio Hidráulico para diferentes condiciones de estabilidad

Ubicación	Radio Hidráulico		
	Tajo Estable	Transición sin sost.	Tajo con sostenimiento
Techo de tajo	2.8	2.8-4.1	4.1-7.1
Caja techo de Tajo	3.4	3.4-5.2	5.2-8.5

Para determinar el diseño de las dimensiones conocidas del tajo según el radio hidráulico, se debe considerar las medidas de 12 mts de altura de tajo, 5-8 de ancho de tajo y las potencias que varían de 15 a 30 mts.

Tabla 45

Radio hidráulico Techo de Tajo

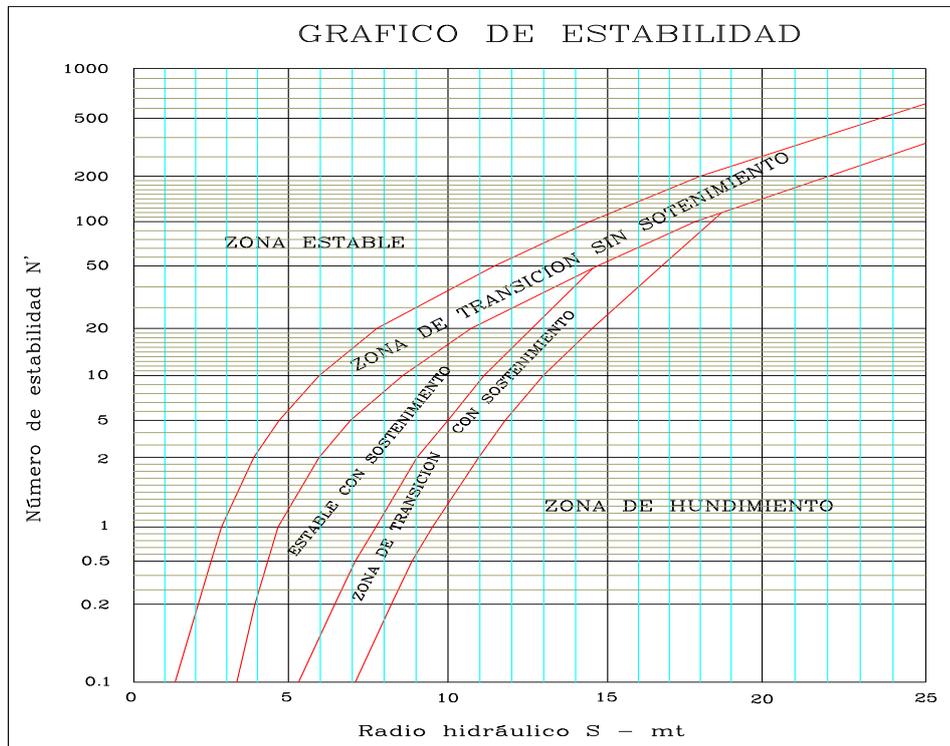
Ancho de tajo m	Potencia de cuerpo m	S
5	30	2.14
8	30	3.16
12	30	4.28

Tabla 46

Radio hidráulico cajas de techo

Ancho de tajo m	Altura de minado	S
5	16	1.90
8	16	2.67
12	16	3.43

Interpolamos en el gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con necesidad de sostenimiento, los valores determinados para un ancho de minado de cinco metros determinamos en el límite de una zona estable y zona de transición sin sostenimiento, si incrementamos el ancho de minado manteniendo las dimensiones de 12m de altura de minado y 30m de potencia de cuerpo, a partir de 8 mts de ancho ya requiere un sostenimiento sistemático, que para nuestro caso el ancho de abierto máximo es de 7 mts por lo tanto requerimos por factor de seguridad sostenimiento con cables en forma puntual para evitar desprendimientos del tipo gravitacional.



Para el caso de las cajas del tajo las consideraciones de mayor importancia esta referido a los desprendimientos por lajamiento provocados por las discontinuidades de la estratificación que presenta; Interpolado N y S se encuentra en un zona estable que no requiere de sostenimiento sistemático estrictamente, pero por las condiciones ya

explicadas se colocara sostenimiento puntual, cuando los tajos tienen un ancho de 8 mts requiere de sostenimiento sistemático.

La caja piso según el análisis está en un régimen estable, pero presentan orientaciones desfavorables con las discontinuidades y estratos, los cuales provocarán caídas inducidas por gravedad y lajamiento, aún más complicados por las voladuras del slot; para el cual deducimos por las dimensiones del tajo sostenimiento con cables cementados tema que abordaremos en los párrafos siguientes.

5.16. Secuencia de operación para cableado

5.16.1. Introducción

Al diseñar un sistema de cable cementado está sujeto directamente a las condiciones *in-situ* del terreno, dentro de ello están consideramos como: modo de falla anticipado, los esfuerzos actuantes, orientación de las discontinuidades, espaciado, resistencia de la roca y forma geométrica de la labor incluyendo la función que cumplirá.

El diseño del cableado involucra la relación de esfuerzos desestabilizadoras y fuerzas estabilizadoras, directamente relacionados a la capacidad portante del cable a usarse y a la capacidad de cohesión o adherencia que existirá entre el cable introducido y la relación de agua cemento.

Los esfuerzos desestabilizadores están representados por el peso del bloque en el tramo del área potencialmente propensa a falla.

Para lograr mayor resistencia a la tracción dependerá del tipo de configuración del cable que se use, lo mismo que podemos usar algunos elementos que apoyen mejorar la resistencia como describiremos en la configuración de cables.

La limitación que tiene este sistema actúa después de los 28 días de instalado una vez fraguado el cemento de adhesión, asimismo los problemas durante la instalación es cuando el terreno es muy fracturado y este no permite introducir la mezcla y el cable, superando de alguna manera con una de las técnicas de inyectado que describiremos; respondiendo a terrenos aún más perturbados es necesario el apoyo con concreto lanzado y/o pernos de anclaje en superficies expuestas.

5.16.2. Diseño y disposición de taladros

La determinación de la densidad de cable que tendrá que colocarse dependen de criterios para precisar las distancias entre líneas de refuerzo, para nuestro caso estamos tomando el espaciamiento de promedio de las discontinuidades principales tomado durante el registro lineal, determinando para el grupo del s/n de acceso líneas de 2,5mts y el número de cables por línea es de 3 cables; Considerando el ancho de la sección del acceso calculados por la relación empírica siguiente:

$$N = \frac{F * W^2 * H * G}{C * L}$$

Dónde:

F = Factor de seguridad

W =Ancho de la excavación (m)

H =Altura de la falla potencial, se considera 1.5W (m)

G =Densidad de la masa rocosa (Tn/m³)

C =Capacidad de tensión del cable (Tn/m)

L =Longitud de cable efectivo empotrado (m)

Para el caso de; F=2, W=3.5, H=5.25, G=2.7, C=20, L= 6.5 se determina un total de 3 taladros por línea distribuidos en forma radial, para el caso de las cajas de los tajos están distribuidos en forma de abanico como se muestra en la lámina de orientación de cables.

El registro de distribución que mostramos en el cuadro de orientaciones es diseñado estrictamente con el resultado del registro lineal, donde determinamos cableado en forma puntual hacia las cajas por presentar desprendimientos del tipo de gravedad y lajamiento provocados por las discontinuidades críticas y activadas a efectos de las voladuras, teniendo más complicados a la caja piso por estar ubicado la cara libre o slot del tajo.

5.16.3. Perforación de taladros para cableado

La perforación se realiza según a la carta de diseño y disposición de taladros calculados con la relación que mostramos en el diseño y disposición de taladros y la determinación de las orientaciones es el resultado de una comparación con los modelos geológicos de la figura N° 19; Con respecto al equipo de perforación es un jumbo con dispositivo

simba con barras de empate de 4 pies el mismo que perfora una longitud de 7 mts de longitud por taladro, el diámetro de la broca es de 51 mm; El rendimiento por turno de ocho horas alcanza 81.60 mts perforados promedio, cuando se requiere intermediar pernos la perforación se realiza con maquina convencional jackley con barras de 8 pies de longitud distribuido según a la carta de disposición que presentamos en el cuadro adjunto.

Tabla 47

Carta de disposición de cableado en galerías

GALERIA	LINEA	Nro	ELEMENTO	INCLINACIÓN	LONGITUD
ACCESO N25E	A	1	PERNO	25°	2.4
		2	CABLE	55°	7
		3	PERNO	88°	2.4
		4	CABLE	120°	7
		5	PERNO	155°	2.4
	B	1	PERNO	25°	2.4
		2	PERNO	55°	2.4
		3	CABLE	85°	7
		4	PERNO	120°	2.4
		5	PERNO	155	2.4
	C	1	PERNO	25°	2.4
		2	CABLE	55°	7
		3	PERNO	88°	2.4
		4	CABLE	120°	2.4
		5	PERNO	155	7
	D	1	PERNO	25°	2.4
		2	PERNO	55°	2.4
		3	CABLE	85°	7
		4	PERNO	120°	2.4
		5	PERNO	155	2.4

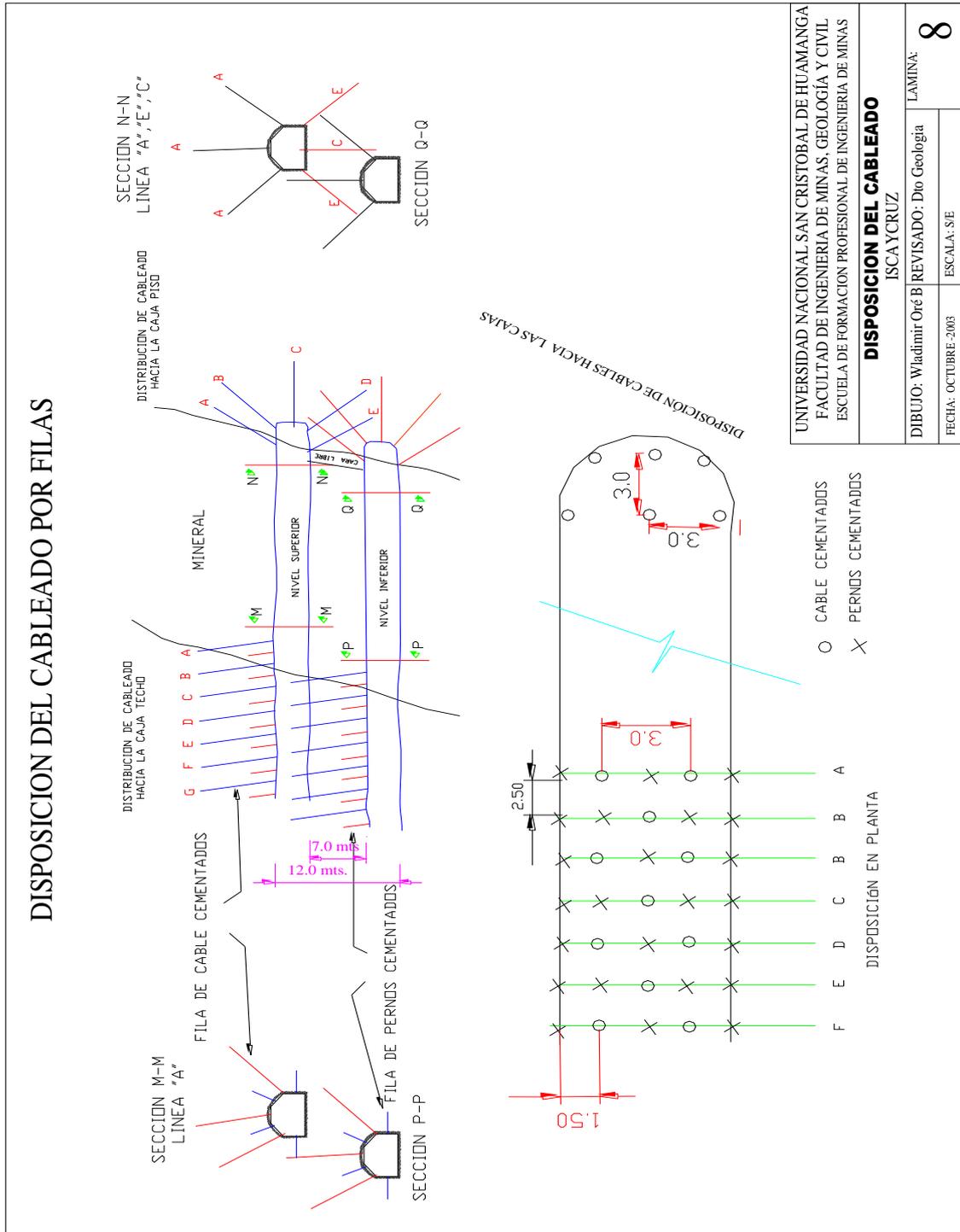
Tabla 48

Distribución de cableado hacia las cajas

TAJO	LINEA	RUMBO	Nro CABLE	INCLINACIÓN	LONGITUD
TAJO-618	A	N25W	1	60°	7m
			2	30°	7m
			3	(-)20°	7m
			4	(-)55°	7m
	B	N5W	1	60°	7m
			2	30°	7m
			3	(-)20°	7m
			4	(-)55°	7m
	C	N25E	1	85°	7m
			2	60°	7m
			3	25°	7m
			4	(-)25°	7m
			5	(-)55°	7m
			6	(-)80°	7m
	D	N35W	1	60°	7m
			2	30°	7m
			3	(-)25°	7m
			4	(-)58°	7m
	E	S70E	1	60°	7m
			2	30°	7m
3			(-)20°	7m	
4			(-)45°	7m	

Figura 67

Disposición del cableado Iscaycruz

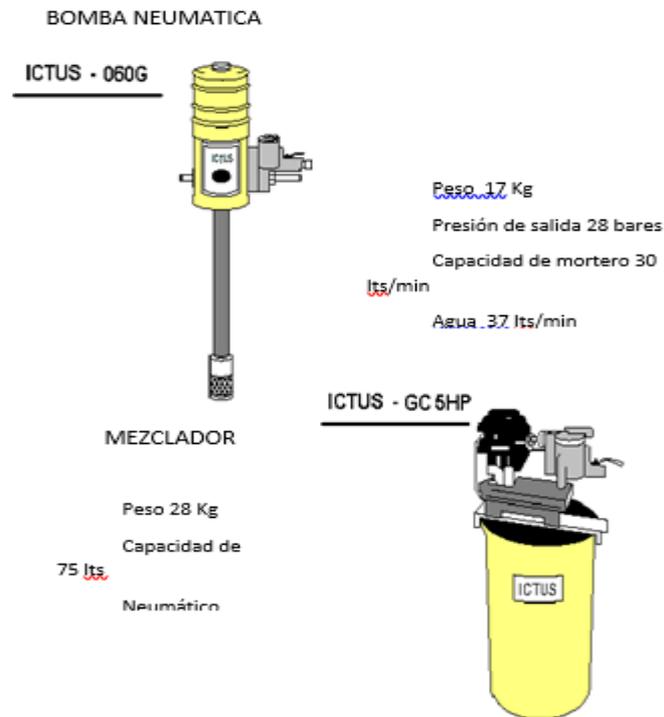


5.16.4. Equipos y accesorios de inyección

Entre los equipos para inyectar cemento en la columna del taladro, se usa un equipo neumático portátil ictus 060 G; y un mezclador GC 5 HP, la ventaja radica en ser livianos y su rendimiento depende de la presión del aire y densidad del mortero.

Figura 68

Bomba neumática y mezclador



5.17. Aspectos relevantes en el diseño de sistemas de cableado

Un sistema de cableado está sujeto directamente a las condiciones *in-situ* del terreno y que determinamos durante los análisis de estabilidad donde tomamos importancia al determinar, el modo de falla anticipado, esfuerzos actuantes, continuidad, orientación, espaciado de las estructuras presentes, función que cumplirá la excavación, la geometría y resistencia de la roca.

El diseño de la geometría del cableado involucra la relación de esfuerzos desestabilizadoras y estabilizadoras directamente relacionados a la capacidad portante del cable a usarse, la capacidad y adherencia o cohesión que existirá en la longitud del cable introducido, los esfuerzos desestabilizadoras están representados por el peso de bloque en el tramo del área potencialmente propensa a falla.

Una serie de configuraciones del tipo cable se encontrará en el mercado y de ello seleccionar lleva un simple criterio que debe relacionar la capacidad de adhesión en la longitud del tramo instalado.

La limitación que tiene este sistema radica en actuar después de haber fraguado el cemento de adhesión, asimismo cuando el terreno tiene problemas estructurales serios dificulta la instalación lo mismo implica apoyo de otros como el shocrete malla o pernos de anclaje adicionales.

5.17.1. Diseño de disposición y longitud de cableado

Para definir la longitud, dirección y sentido del cableado, no existe una relación estricta, solo depende de cuanta experiencia se cuenta en trabajos similares, uno de los indicativos más comunes y que se usan con frecuencia es la determinación de algunos modelos estructurales que se encuentran durante el mapeo los que definirán de alguna forma la orientación y longitud del cableado.

En el ejemplo se muestra algunos modelos que nos ayudaron dar la dirección y sentido más adecuados a nuestros cables,

La orientación en las galerías dependió mucho de las discontinuidades y cuanto se encuentran perturbados, para el caso de los tajos dependieron del buzamiento del yacimiento y la dirección de la explotación así también la orientación crítica definida por la estratificación.

El aporte para la longitud del cable es apoyado con la determinación del radio hidráulico que formara la cámara del tajo después de la voladura.

Figura 69

Esquemas para orientaciones de cables

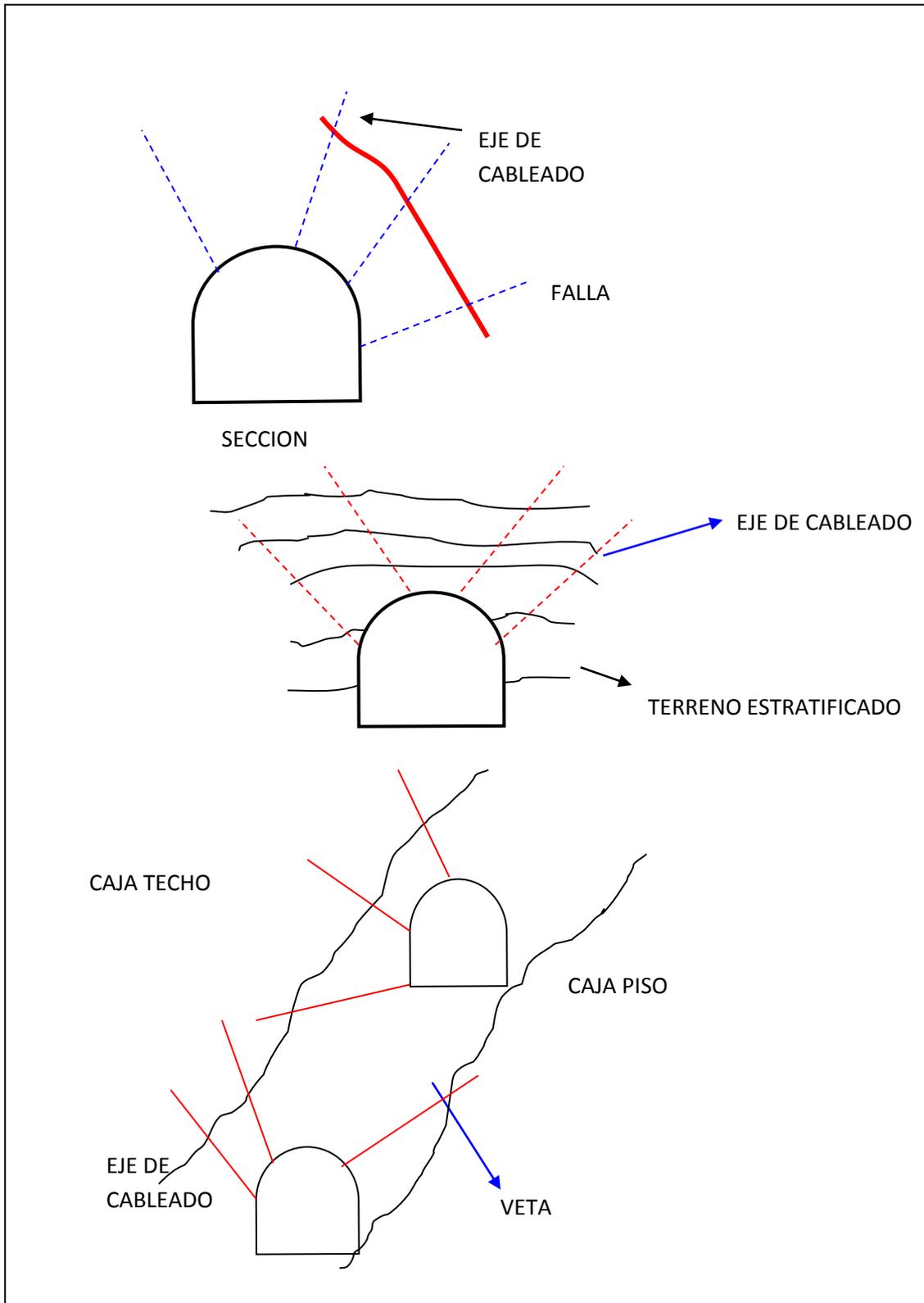


Figura 70

Longitud de cable según Potvin

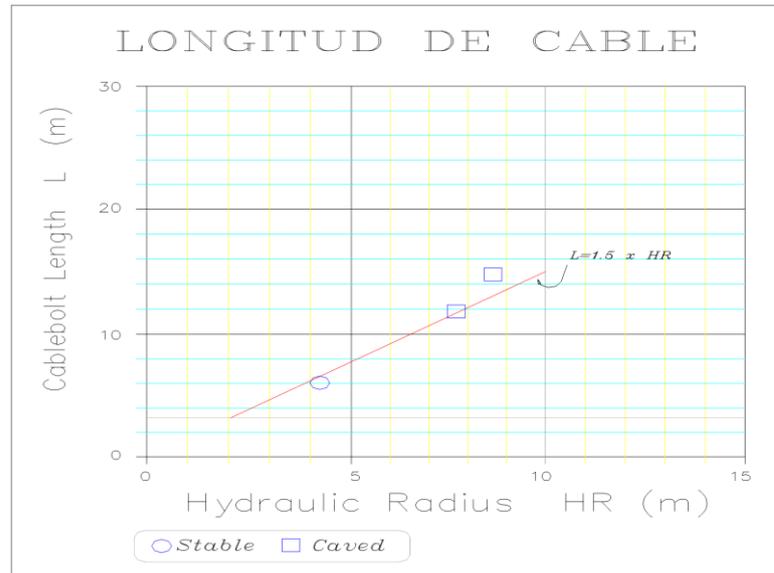
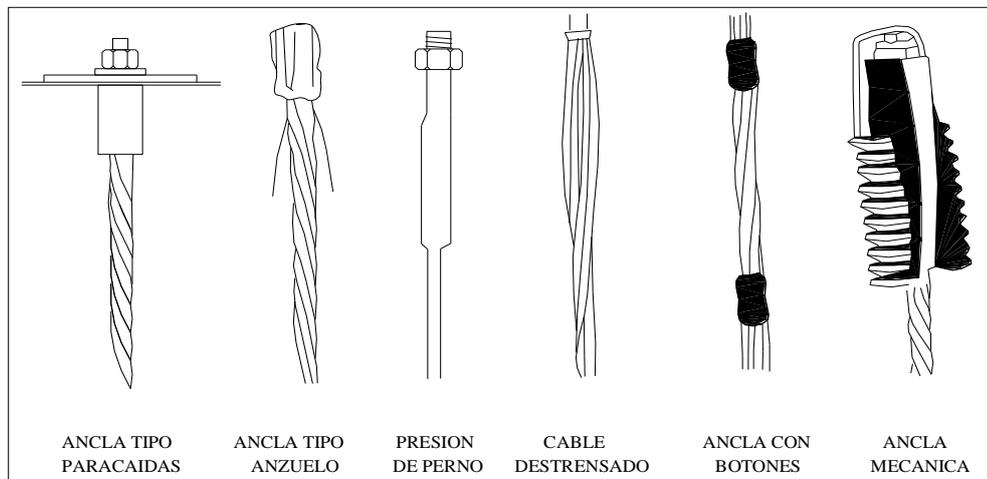


Figura 71

Tipos de anclajes



5.18. Operación de instalación

5.18.1. Anclaje de cables

Son accesorios del cable que son utilizados para sostener el cable en el taladro hasta que la lechada de cemento fragüe una vez colocado al taladro; del mismo modo sirve de apoyo para la resistencia al esfuerzo de tracción del cable, los diferentes dispositivos de adherencia en los cables junto a las platinas cumplen funciones específicas que determinaran su durabilidad si se encuentran sometidos a grandes esfuerzos de fallas en el tiempo.

Los anclajes de cables más comunes son: cable destrenzado, sistema de placas de fierro de expansión mecánica, sistema de presión de perno fijada en el extremo, sistema de ancla tipo anzuelo, sistema de ancla tipo paracaídas y sistema de ancla de botones, este último es de uso frecuente en la unidad Iscaycruz.

5.18.2. Configuración de cables

Desde que se inició su uso en los años 60 la configuración fue motivo de varias modificaciones con el objetivo de alcanzar gran efectividad entre el anclaje y resistencia teniendo resultados favorables a las exigencias operacionales de minado. Los cables principalmente deben responder a diseños específicos tanto en alma, torones, e hilos, considerando también si son trenzados, o destrenzados. En la figura mostramos unos ejemplos que su uso es muy común dentro de la industria minera.

Figura 72

Configuración de cables

TIPO	Seccion Longitudinal	SECCION
CORDON MULTIPLICABLE		
CORDON MULTIPLICABLE TIPO DESTRENSANDO		
RAMAL UNICO LISO O ESTANDAR		
RAMAL UNICO LISO RECUBIERTO		
ANCLAJE DE CUNA Y CILINDRO EN EL RAMAL		
ANCLA RECALADA EN EL RAMAL		
ALTA CAPACIDAD DE CIZALLE		
RAMAL DESTRENSADO		
RAMAL ABULTADO		
RAMAL FERULADO		

5.19. Lechada de cemento

Una vez colocado el cable en el taladro incluyendo sus accesorios vale decir anclas, tapón, tubo respiradero y el tubo de inyección etc., se procede al llenado del taladro con mezcla de cemento para el cual contamos con un equipo de bombeo diseñado especialmente para ello y en el caso de nuestra operación contamos con un equipo cuyas características se mostraron en la página de accesorios. La lechada de cemento debe constar de un cemento libre de impurezas y gránulos que perjudiquen la fluencia en el taladro que al final se traduce en espacios vacíos dentro del taladro.

5.19.1. Relación agua cemento

El elemento que define la adherencia y cohesión entre la roca y el cemento y cable cemento, va a depender de la relación que mantendrá el agua y cemento (a/c). Si queremos elegir una relación más conveniente se limita por la capacidad de fluencia como resultado del mezclado, asimismo de la acción de bombeo para rellenar la columna del fondo del taladro. Un rango que nos indica una relación de agua y cemento es de 0.35 a 0.45 los mismo alcanzan una resistencia a la compresión a los 28 días en un intervalo de 100 a 400 Kg/cm².

El uso de aditivo generalmente es para incrementar la fluencia cuando se tiene problemas de bombeo reduciendo la concentración de cemento en un punto del taladro. Las pruebas que nos permitieron definir una relación adecuada de a/c fue de 0.40 y alcanza una resistencia de 42 Mpa, quiere decir el uso de 42.5 Kg de cemento requiere de 17 Lts de agua libres de álcalis y otros elementos perjudiciales para el mortero.

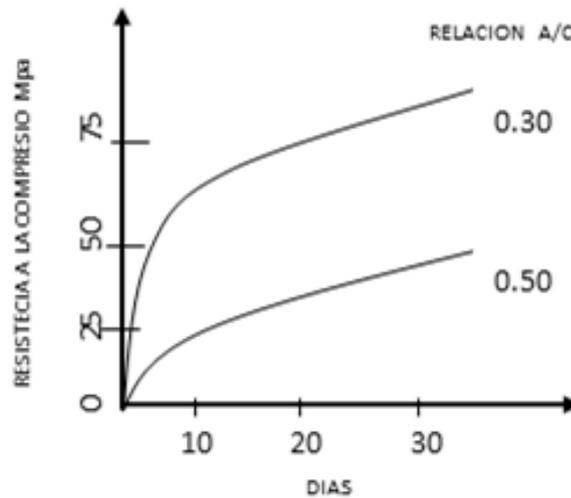
Tabla 49

Resistencia según la relación de agua/cemento

Resistencia a la compresión a los 28 días Kg/cm²	Relación de A/C Mortero sin aire incluido	Mortero con aire incluido
400	0.38	-
400	0.43	-
350	0.48	0.40
300	0.55	0.48
250	0.62	0.53
200	0.70	0.61
100	0.80	0.71

Figura 73

Curvas de comportamiento del mortero



5.20. Métodos de instalación y colocación

Entre los métodos utilizados para introducir la lechada dentro del taladro existen técnicas que brindan resultados satisfactorios que a continuación describimos, debemos recordar que el factor humano será predominante donde su experiencia y conocimiento determinarán su efectividad del colocado.

Entre las técnicas más usadas se tienen; El método de pre cargado, el método lechada en el lugar, asimismo para cableados mayores de 15 a 20 mts se usa el método de boca taponeada y algunos variantes que se usan por tipo de terreno.

5.20.1. Método de boca taponeada

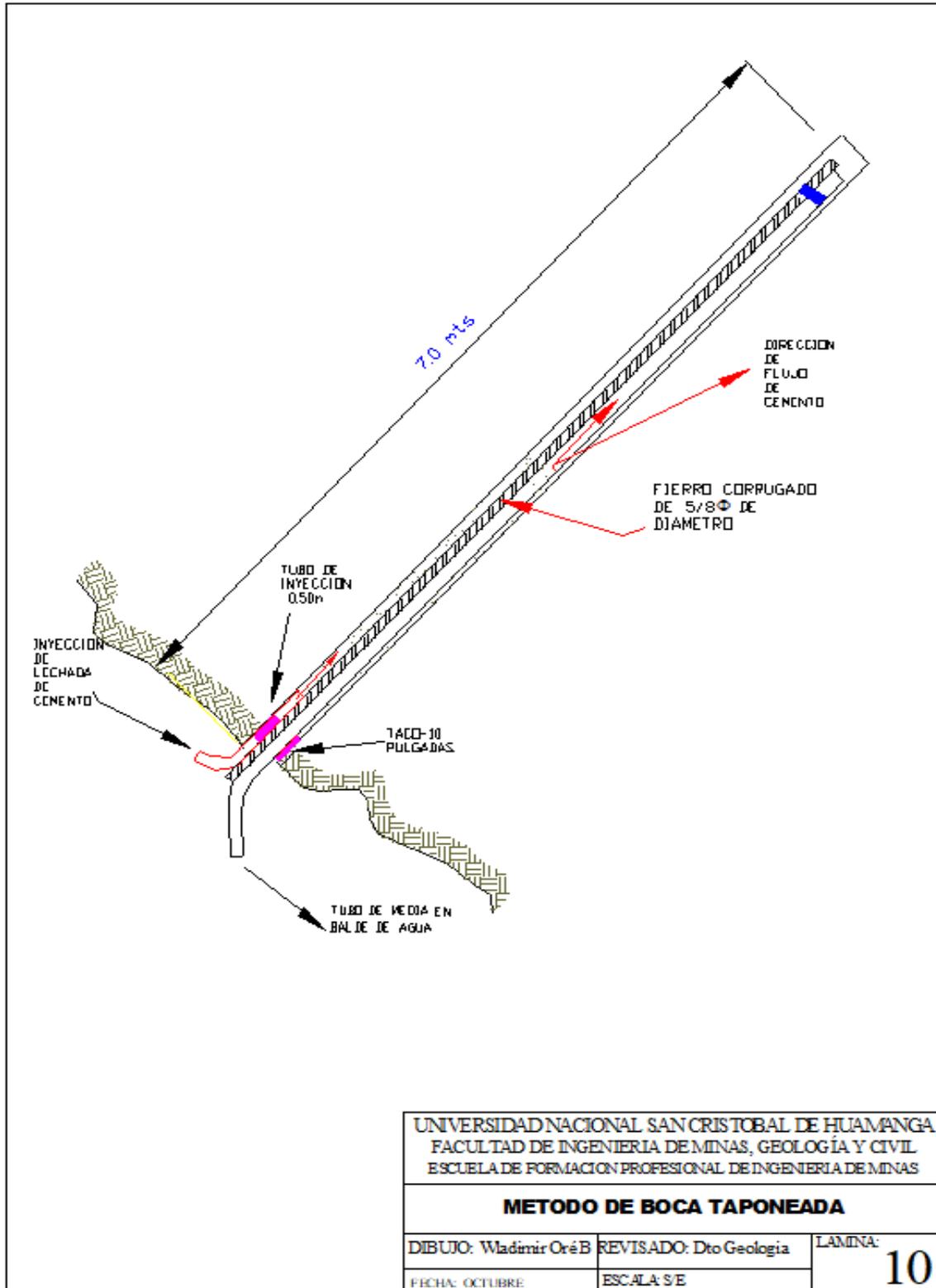
Este método es efectivo para inyecciones de longitudes mayores de 15 mts y consiste en unir un tubo pvc de $\frac{1}{2}''\Phi$ al extremo del cable antes de ser introducido en el taladro al mismo a quien se le llama como tubo respiradero, seguidamente se coloca un tubo de $\frac{3}{4}''\Phi$ en el cuello del taladro que alcanza introducirse unos 20'' de profundidad por donde se inyecta la lechada.

El área del cuello del taladro es sellado con lechada de baja densidad usando guaipe con cemento talque sea impermeable a la presión de empuje de la columna de cemento en el fondo del taladro, Siguiendo el procedimiento se coloca al extremo del tubo respiradero a un balde de agua que mostrara burbujas mientras se inyecta lechada y cuando deja de salir burbujas indica que ya está lleno el taladro.

Por su longitud y la posibilidad de recuperar el tubo respiradero el macizo debe responder a un RMR del tipo II y III.

Figura 74

Método de boca taponeada



5.20.2. Método de pre cargado

Este método da buenos resultados para longitudes menores y son los que más se usan para la colocación de cables y pernos cementados.

El método consiste en llenar el taladro con lechada de cemento para luego introducir el cable protegiendo con un trapo el empuje de la lechada hacia la boca del taladro, durante la introducción se asegura una buena adherencia de la lechada con el cable en todo el tramo empotrado para culminar la instalación se sella la boca del taladro y se acuña el cable hasta que fragüe el concreto y quede totalmente instalado. Esta técnica es la más usada en rocas del tipo I, II, III y IV. Restringido por la longitud que debe alcanzar el cableado.

5.20.3. Método de lechada en el lugar

Este método consiste en colocar el cable en el taladro así mismo se introduce el tubo pvc de $\frac{3}{4}$ " Φ hasta alcanzar el tope del taladro. Al iniciar la inyección de la lechada se retira el tubo progresivamente con una velocidad adecuada tratando de evitar la formación de vacíos o bolsas de aire, a lo largo de la columna del taladro al culminar la inyección de lechada se gira el cable para lograr una mejor adherencia del cemento al cable y pared, se taponea y queda concluida la operación.

Existen variantes en particular de este método y que consisten en unir el tubo de lechada a la parte extrema del cable en donde se logra que fluya al taladro durante el bombeo; para que tenga resultados se recomienda que la lechada debe tener una relación de a/c de 0.35 relación considerada como promedio en densidad para mejor fluencia los resultados son deficientes si se trata de longitudes que alcanzan de 15 – 20 mts; las rocas favorables responden al tipo I y II, y que no presenten derrumbes en las paredes del taladro.

Figura 75

Método de pre cargado

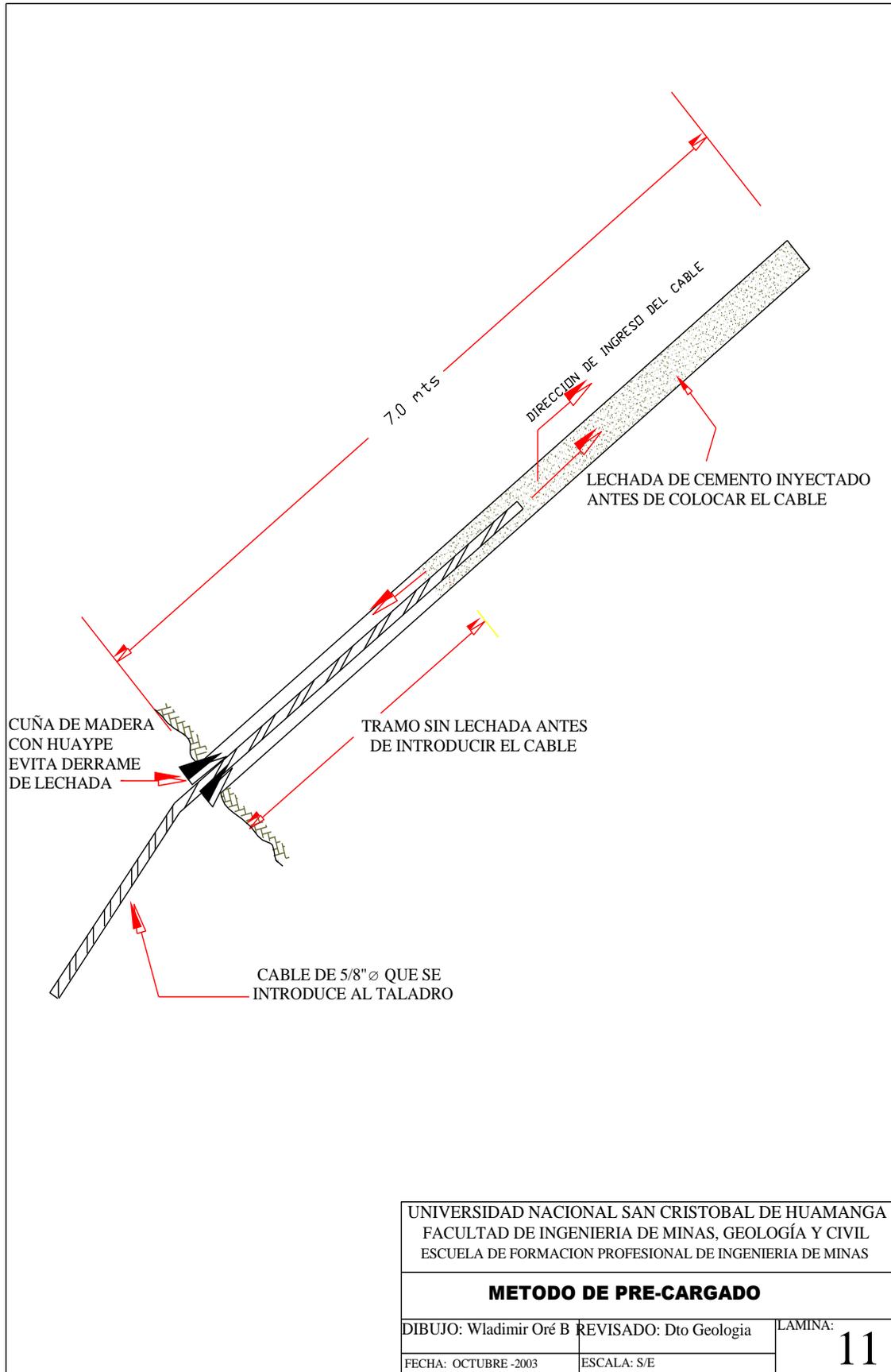
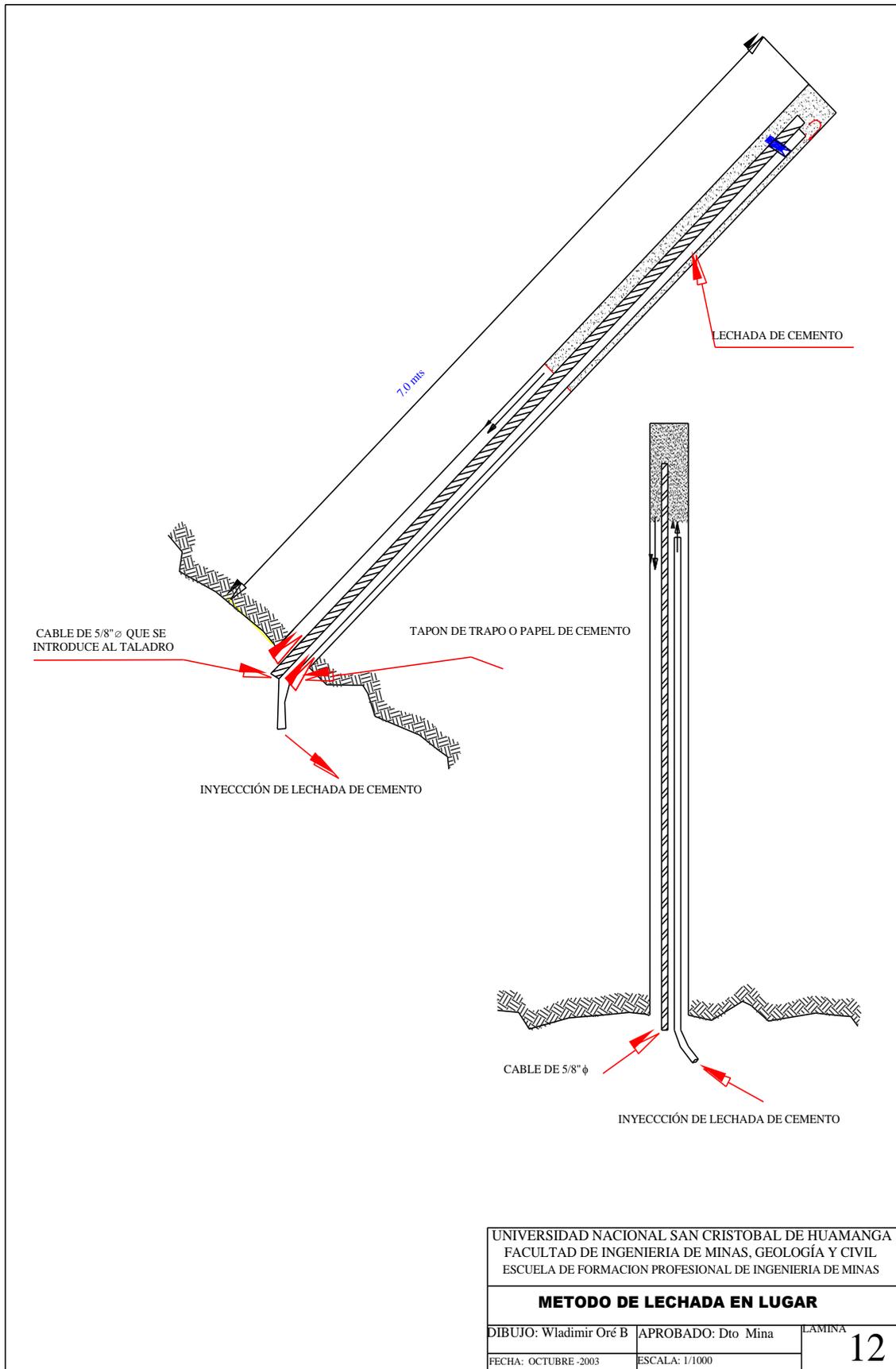


Figura 76

Método de lechada en lugar



UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

METODO DE LECHADA EN LUGAR

DIBUJO: Wladimir Oré B | APROBADO: Dto Mina

FECHA: OCTUBRE -2003 | ESCALA: 1/1000

LAMINA
12

5.21. Adherencia y la cohesión

La capacidad de tensión depende de la cohesión de la lechada entre la superficie del cable y el taladro, para obtener buena resistencia a la cohesión se debe evitar la suciedad en la superficie del cable, como los óxidos, grasas y materiales contaminantes, para el caso del tipo de cable se toma en cuenta lo que respecta a la estructura del centro y la superficie como la capacidad portante. Desde un punto de vista operativo radica en el control de sistema de bombeo y la relación de agua/cemento.

Los resultados de las pruebas a la fuerza de cohesión se obtuvieron para un cable del tipo ramal único liso de diámetro 5/8" y resistencia a la tracción mínimo de 80,4 Kg/cm² y que logra un alargamiento de 12% logrando resultados óptimos. El cálculo de la longitud mínima que se debe lechar para evitar deslizamientos lo determinamos con la siguiente relación:

$$P = 0.08 * D * L * S$$

Dónde:

P = Resistencia tensiva al deslizamiento MN

D =diámetro del taladro para la cohesión roca lechada-diámetro del cable para la cohesión de cable a lechada (pulg)

L =Longitud de la cohesión (m)

S =Fuerza cohesiva de la lechada (MPa) $S = 1/10(Gc)$; *mortero*

La resistencia a la cohesión es determinado para nuestro caso con una relación de a/c igual a 0.40, donde la resistencia alcanza 42Mpa, por otro lado los problemas de bombeo durante la inyección en el taladro que afecta la resistencia del mortero responde a una relación de 1/10 a la resistencia de un mortero común de prueba, por lo tanto para efectos de nuestro cálculo consideramos la fuerza cohesiva de la lechada de 4.2 MN.

Los resultados para la interfase de roca-cemento con $D_1=2''$; $L=6.5$ Mts; se determina $P=4.37$ MN Para la interfase de cable-cemento con $D_2=5/8''$; se determina $P=1.36$.

De los resultados cabe mencionar que la longitud de lechada en el taladro debe ser mínima de 6.5mts lo cual se debe lograr con las técnicas ya descritas en los capítulos anteriores.

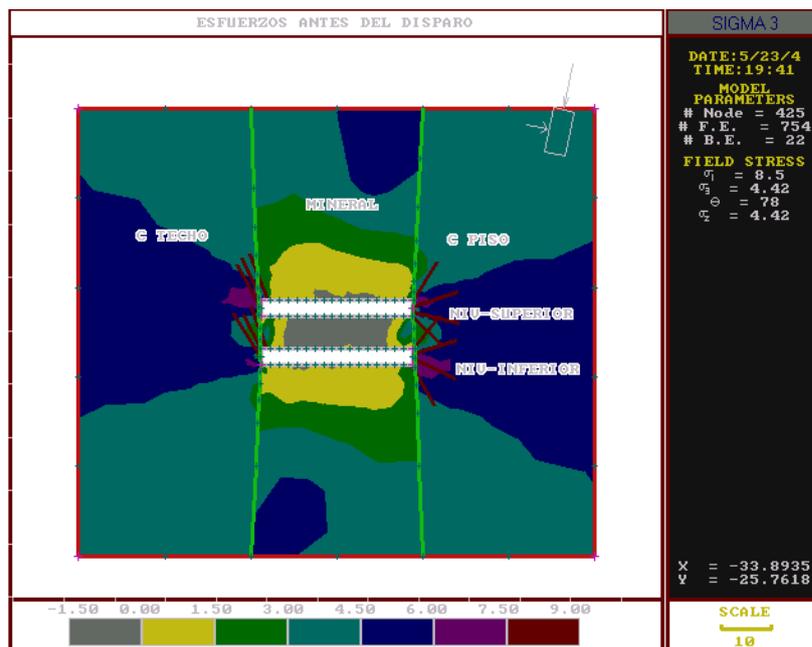
5.22. Comportamiento del cable instalado

Los cables instalados cumple una primera función después del fraguado de la lechada de cemento, específicamente una función de trabar los bloques inestables que provocan las juntas de estratificación y fallas, el esfuerzo con lo que resiste responde al esfuerzo determinado en las interfaces de roca/lechada y cable/lechada en nuestro cálculo obtuvimos un esfuerzo a la cohesión de 1.36 MN en la interfase cable lechada lo que significa una resistencia a la tracción de 8 Tn/m del cable instalado; cuando nos referimos a esta resistencia es el cálculo para un cable sin ningún dispositivo que permita anclar. Por otra parte si queremos lograr una alta resistencia a la tracción es necesario el uso de centralizador y anclas a lo largo del cable instalado.

Un segundo comportamiento del cable instalado radica después de la voladura, al producir una deformación en el contorno del abierto del tajo como se simula en la salida del programa phases, el comportamiento del cable en esta fase se tensa produciendo fuerzas axiales y de torsión que originan esfuerzos de corte en el mortero y que actúa en su superficie con un predominio friccional, que en resumen su capacidad de resistencia a la estabilidad mejorará en la línea del cemento, cable y roca, para mejor ilustración con los resultados de los cálculos a la tensión y tracción determinamos el comportamiento de los esfuerzos según el programa phases.

Figura 77

Variación de esfuerzos previo sostenimiento

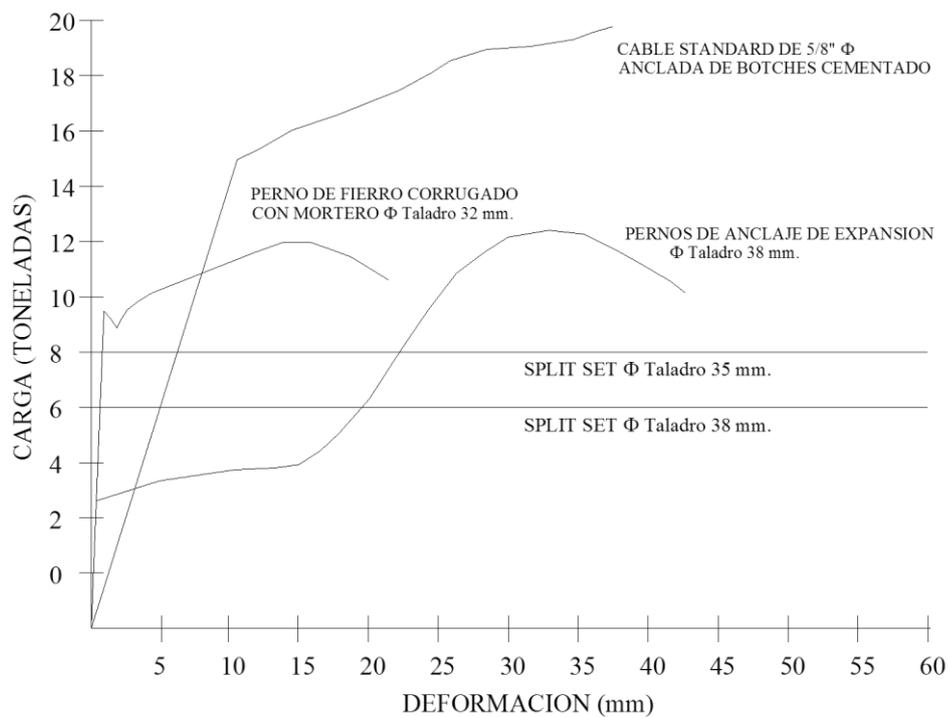


Las pruebas que se realizaron responde a las siguientes especificaciones de campo.

- Tipo de roca calizas margosas intercalado con lutitas
- Perforación 51mm
- Relación a/c 0.40
- Cable tipo normal grado 270, ASTM pretensado
- Diámetro 5/8" (15.2mm) sin ancla
- Resistencia a la tracción 260.6 KN
- Elongación 5.75 en un metro

Figura 78

Comportamiento de los elementos de refuerzo prueba de tensión



5.23. Costo de cableado

Los costos significativos de un soporte con cables cementados alcanza US \$10/m de cableado instalado para tal efecto del cálculo intervienen con mayor incidencia los equipos y las operaciones unitarias, con respecto a los materiales se distribuyen de la siguiente manera como se muestra en el resumen:

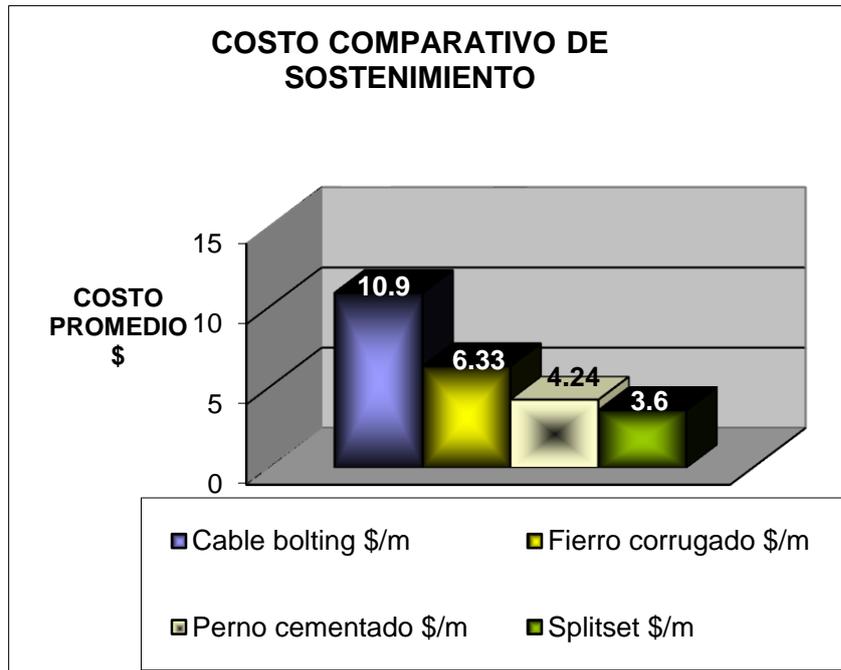
ITEM	DESCRIPCION	US \$/m	TOTAL
1	PRFORACION		
	Depreciación de equipo	0,32	
	Costo de mantenimiento	0,15	
	Aire comprimido	0,21	
	Lubricantes	0,08	
	Labor	0,72	
	Barars de perforación	3,2	
	Sub total		4,68
2	MATERIALES		
	Cable	1,92	
	Botones	0,12	
	Tubo respiradero PVC	0,48	
	Tubo de Inyeccion de lechada	0,21	
	Tapón	0,01	
	Cemento	0,39	
	Equipo de batido	0,08	
	Costo de mantenimiento	0,03	
	Sub total		3,24
3	COSTO DE INSTALACIÓN		
	Instalación	1,21	
	Mortero	0,96	
			2,17
4	COSTO TOTAL DE INSTALACIÓN US\$		10,09

El costo por tonelada de mineral extraído alcanza US \$1.4 /Tn que talvez signifique incremento en el costo de producción, pero reducir las pérdidas por accidentes tanto del personal y equipo son significativos, una de las pérdidas operacionales controladas e identificados con pérdidas considerables son los desprendimientos tanto en techo y piso de las cajas del tajo que incrementa la dilución del mineral a extraerse.

Los programas de capacitación y entrenamiento del personal es un aporte importante para lograr eficiencia en los que respecta a pérdidas en tiempos muertos reduciendo significativamente y complementados con resultados de campo con dominios de las técnicas de cableado, resultados que se analizan después de una voladura de tajo.

Figura 79

Costo comparativo de sostenimiento



CONCLUSIONES

1. La implementación de cables cementados en la mina Iscaycruz es resultado de una serie de estudios, que empezaron con la identificación de los problemas geoestructurales que presenta el yacimiento versus el método de explotación implementado.
2. El método de explotación provoca inestabilidad de las cajas del tajo, involucrados por las fallas y estratos identificados, que en resumen es posible reforzar previamente antes del corte del tajo.
3. Implementar el sistema de refuerzo con cables cementados en accesos y cajas del tajeo involucra un incremento de costos de extracción por tonelada, pero se reflejan en la disminución de los índices de seguridad reportados.
4. La recuperación de mineral y dilución del tajo se incrementan por evitar pérdidas por problemas estructurales, lográndose mayor beneficio y rendimientos óptimos de productividad.
5. Los resultados de la resistencia alcanzada por metro lineal de cableado, permite el incremento en las dimensiones del tajo que se puede lograr mayor tonelaje y rendimiento por tajo.
6. La distribución de los cables cementados, cuando se trata de refuerzos en forma puntual responde principalmente a un trabajo de inspección de rutina de campo tomando referencia los rasgos estructurales que predominan en *in-situ*.
7. Permite explotar zonas con problemas de estabilidad principalmente con dificultades del techo y paredes por la presencia de planos estratificados perturbados por las voladuras.
8. Da garantía para operar equipos sin telemando; garantizando la limpieza total de los tajos y permitir minar los tajos inferiores sin problemas de control adicional del techo.

RECOMENDACIONES

1. El implementar cables cementados en una unidad se necesita una capacitación con personal relacionado en trabajos similares puesto que es una técnica no muy difundida en el medio.
2. El uso de modelos como el método gráfico de estabilidad, es una de las herramientas útiles encontrados para estimar un diseño conservador porque adjunta parámetros específicos en su cálculo y que sirvan como ejemplo para otros yacimientos con las características de la mina Limpe Centro.
3. El reconocimiento de campo debe ser tomado con suma importancia y registrarse para tener datos históricos que permita relacionar durante los trabajos en niveles inferiores con la posibilidad de dar una secuencia de sostenimiento en longitud vertical.
4. Durante la instalación, el usar una sola técnica no es recomendable, debe responder al tipo de terreno que atraviesa la perforación de ello el conocimiento de las técnicas por parte de la cuadrilla de ser con alto dominio de donde se puede lograr resultados óptimos.
5. Para evitar problemas durante el bombeo de la mezcla el control del batido debe estar a cargo de un personal que verifique constantemente y evitar la formación de gránulos que evita atoros en la tubería de inyección para evitar vacíos dentro de la columna del taladro.
6. El uso de las platinas y mordazas debe ser después de 14 días como mínimo si el cable es instalado como sostenimiento definitivo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Gonzalez, G. (2019). Aplicación de cable bolting como reforzamiento de sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso U.M. Inmaculada-Compañía Minera Areshochschild Mining. *Red de repositorios de acceso abierto a la ciencia*, 1-17.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/14973/Gonzales_Aguilar_Gianpaul_Aldo.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Sovero Muñoz, O. (2017). *Diseño de sistema amortiguador para controlar desgaste del cable de acero en sistema de carguío de mineral de S.M.C.S.A. –Yauricocha* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional.
<https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/3680/Sovero%20Mu%c3%b1oz.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Velasquez Mamani, J. (2019). *Sostenimiento con cable bolting para estabilizar el macizo rocoso en minería subterránea mecanizada Unidad Pallancata – Compañía Minera Hoschiolds S.A.A* [Trabajo de suficiencia profesional, Universidad Nacional de Altiplano]. Repositorio Institucional.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/12909/Velasquez_Mamani_Jorge_Luis.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Nina Jalixto, D. (2019). *Uso de cable bolting para explotaciones mineras* [Trabajo de suficiencia profesional, Universidad Nacional de Altiplano]. Repositorio institucional.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/12628/Nina_Jalixto_Deyi_Judith.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Mucha Armas, A. (2019). *Aplicación de cable bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso, en la unidad de producción Carahuacra – Compañía Minera Volcán S.A.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio institucional.
<http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/581/1/TESIS%20DE%20APLICACION%20DE%20CABLE%20BOLTING%2008-01-2019.pdf>
- Bustamante Murillo, A. (2008). *Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas Mina Huanzalá- CÍA. Minera Santa Luisa S.A.* [Tesis de posgrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Acceso Libre a Información

Científica para la Innovación.
https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_f7a9f7550d1bfc116d25e74f21853973#details

- Quispe Bautista, F. y Rosales Rojas, R. (2019). *Implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting para la recuperación del mineral* [Tesis de pregrado, Universidad Continental]. Repositorio Institucional. <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/7113>
- Conde Castelo, Y. (2019). *Análisis del macizo rocoso y su aplicación de cables bolting en la ejecución de echaderos de relleno detrítico en la mina San Rafael Melgar – Puno* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio de Abad del Cusco]. Repositorio institucional. http://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12918/4192/253T20190314_TC.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Osinergmin.
- Lozada, J. (2014). Investigación aplicada: Definición, Propiedad intelectual e industria. *CienciAmérica*, 3(1), 34-39. <http://cienciamerica.uti.edu.ec/openjournal/index.php/uti/article/view/30>
- Abreu, J. (2012). Hipótesis, Método & Diseño de Investigación. *International Journal of Good Conscience*, 7 (20), 187-197. <http://www.spentamexico.org/v7-n2/7%282%29187-197.pdf>
- Fernández, P., Vallejo, G., Livacic, P. y Tuero, E. (2014). Validez Estructurada para una investigación cuasi-experimental de calidad. Se cumplen 50 años de la presentación en sociedad de los diseños cuasi-experimentales. *Anales de psicología*, 30 (2), 756-771. <https://www.redalyc.org/pdf/167/16731188039.pdf>
- Arias, J., Villasís, M. y Miranda, M. (2016). El protocolo de investigación III: la población de estudio. *Revista Alergia México*, 63 (2), 201-206. <https://www.redalyc.org/pdf/4867/486755023011.pdf>
- López, P. (2004). Población, muestra y muestreo. *Punto Cero*, 9 (8), 69-74. http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1815-02762004000100012#:~:text=Es%20un%20subconjunto%20o%20parte,parte%20representativa%20de%20la%20poblaci%C3%B3n.



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 031-2022-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : CAMACHO GUTIÉRREZ, ANDERSON HAMEDT
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : APLICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS PARA EL DISEÑO DE CABLES CEMENTADOS EN LA COMPAÑÍA MINERA ISCAYCRUZ, 2022.
Evaluación de la Originalidad : 27 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1853330323

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 11 de junio del 2022

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
de la FIMGC

Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

APLICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS PARA EL DISEÑO DE CABLES CEMENTADOS EN LA COMPAÑÍA MINERA ISCAYCRUZ, 2022.

por Anderson Hamedt Camacho Gutiérrez

Fecha de entrega: 08-jun-2022 09:49p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1853330323

Nombre del archivo: Tesis_ANDERSON_HAMEDT_CAMACHO_GUTI_RREZ.pdf (5.02M)

Total de palabras: 33826

Total de caracteres: 201862

APLICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS PARA EL DISEÑO DE CABLES CEMENTADOS EN LA COMPAÑÍA MINERA ISCAYCRUZ, 2022.

INFORME DE ORIGINALIDAD

27%

INDICE DE SIMILITUD

26%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

11%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	5%
2	www.osinergmin.gob.pe Fuente de Internet	5%
3	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	3%
4	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	3%
5	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	3%
6	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	1%

9	www.scribd.com Fuente de Internet	1 %
10	vsip.info Fuente de Internet	1 %
11	docplayer.es Fuente de Internet	1 %
12	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	1 %
13	pt.scribd.com Fuente de Internet	1 %
14	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
15	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
16	1library.co Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	documents.tips Fuente de Internet	<1 %
20	edoc.pub Fuente de Internet	<1 %

21	cdn.www.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
22	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
23	es.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
24	Submitted to Universidad Católica de Santa María Trabajo del estudiante	<1 %
25	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1 %
26	mecanicaderocaschile.com Fuente de Internet	<1 %
27	repositorio.udes.edu.co Fuente de Internet	<1 %
28	repositorio.uap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo